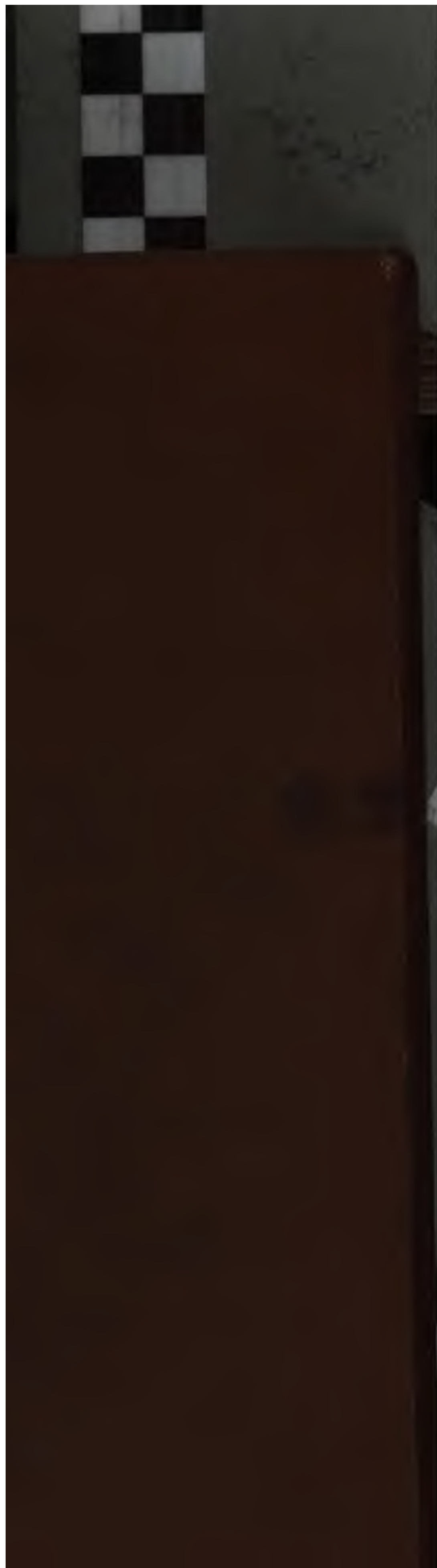
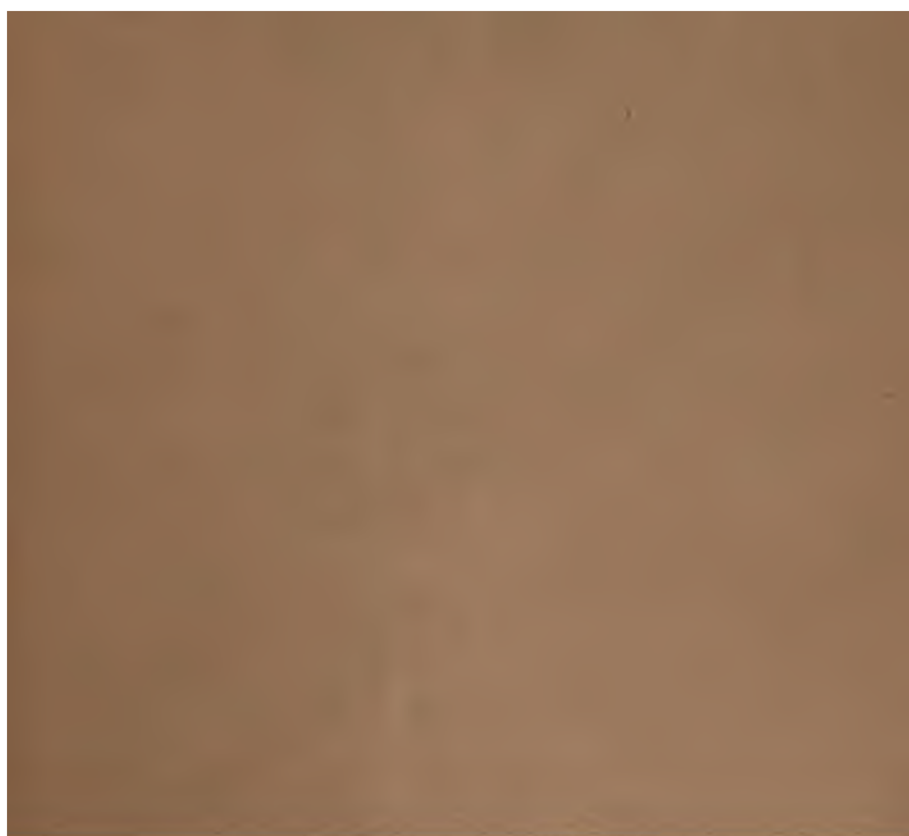












**BRUNO KERL,**

# Handbuch der metallurgischen Hüttenkunde.

---

Zweiter Band.



BRUNO KERL,

# Handbuch der metallurgischen Hüttenkunde.

---

Zweiter Band.



# Handbuch

der

# metallurgischen Hüttenkunde

zum

Gebrauche bei Vorlesungen und zum Selbststudium.

Bearbeitet

von

**BRUNO KERL,**

Königl. Hannov. Bergamtsassessor und Professor der Hüttenkunde und Probirkunst an der Königl. Bergschule zu Clausthal.

In vier Bänden.

Zweite, umgearbeitete und vervollständigte Auflage.

**Zweiter Band.**

Mit 8 lithographirten Tafeln.

**Freiberg.**

Buchhandlung J. G. Engelhardt.

(Bernhard Thierbach.)

1863.

M H

# Vorwort zur zweiten Auflage.

Bei Ausführung des applicativen Theiles der „metallurgischen Hüttenkunde“ ist versucht worden, aus einer grossen Anzahl auf Hüttenwerken beobachteter Thatsachen allgemeine Grundsätze für die Zugutemachung der Erze aufzustellen und dann an einer Reihe passend gewählter Beispiele nachzuweisen, inwiefern diesen Grundsätzen Genüge geleistet wird und welche Resultate man auf den betreffenden Werken erzielt.

Dabei ist dem Vorkommen der Erze und ihrer Probirung auf docimastischem und maassanalytischem Wege, sowie auch der einschlagenden hüttenmännischen Literatur die erforderliche Berücksichtigung zu Theil geworden.

Die Daten über die als Beispiele aufgeführten Hüttenwerke sind, insofern sie nicht der Literatur entnommen,

theils von mir auf Reisen gesammelt, theils durch gefällige handschriftliche Mittheilungen von Fachgenossen, derer Namen an den betreffenden Stellen des Buches in Anmerkungen Erwähnung geschehen, in meinen Besitz gekommen, was ich mit wärmstem Danke hierdurch anerkenne.

Clausthal, im December 1862.

**Bruno Kerl.**

# Inhaltsverzeichniss des zweiten Bandes.

## I. Blei.



### I. Abtheilung.

### Zugutemachung geschwefelter Erze und Hüttenproducte.

[redacted]



Seite

## I. Abschnitt.
## Bleigewinnung in Flammöfen.



### I. Theil.
### Zerlegung des Bleiglanzes durch Röstreactionsprozesse in Flammöfen.



#### Erstes Kapitel.
#### Kärnthner Flammofenprozess.



#### Zweites Kapitel.
#### Englischer Flammofenprozess.



#### Drittes Kapitel.
#### Französischer Flammofenprozess.



### II. Theil.
### Zerlegung des Bleiglanzes durch Eisen in Flammöfen (Vienner oder französische Niederschlagsarbeit).



## II. Abschnitt.
## Bleigewinnung in Herdöfen.

Seite

Erstes Kapitel.

Bleiarbeit in schottischen Herden.



Zweites Kapitel.

Bleiarbeit in nordamerikanischen Bleiherden.



## III. Abschnitt.

## Bleigewinnung in Schachtöfen.



Erstes Kapitel.

Niederschlagsarbeit.



Zweites Kapitel.

Ordinäre Bleiarbeit.

[redacted]

# I. Abtheilung.

## Zugutemachungsmethoden auf trocknem Wege.

### 1. Abschnitt.

### Verschmelzen geschwefelter Erze und Producte.



#### Erstes Kapitel.

#### Zugutemachung geschwefelter Erze etc. in Schachtöfen.

Zweites Kapitel.

Zugutemachung geschwefelter Erze etc. in Flammöfen.

[redacted]





# II. Abtheilung.

## Zugutemachungsmethoden auf nassem Wege.



### I. Abschnitt.

### Cementkupfergewinnung aus natürl. Cementwässern.



### II. Abschnitt.

### Hydromet. Kupfergew. aus oxydischen Erzen.



### III. Abschnitt.

### Hydromet. Kupfergew. aus geschwefelten Erzen und Producten.

# III. Zink.

Drittes Kapitel.

## Englische Zinkgewinnungsmethode.



Viertes Kapitel.

## Kärnthner Zinkgewinnungsmethode.



Fünftes Kapitel.

## Zinkgewinnung in Schacht- und Flammöfen.



Sechstes Kapitel.

## Behandlung der Producte von der Zinkdestillation.



# IV. Cadmium.

---

# V. Zinn.



## I. Abschnitt.
## Vorbereitung der Zinnerze.



## II. Abschnitt.
## Verschmelzen der Zinnerze.

Seite

## II. Abschnitt.

### Gewinnung von Quecksilber durch Zersetzung des Zinnobers mittelst Zuschlägen in Gefässöfen.



# VII. Wismuth.

# Repertorium der Figurentafeln.

## Taf. I. Fig. 1—24.

### Blei.



## Taf. II. Fig. 25—55.

### Blei.



## Taf. III. Fig. 56—73.

### Blei.



## Taf. IV. Fig. 74—91.

### Kupfer.



## Taf. V. Fig. 92—124.

### Kupfer.

## Taf. VI. Fig. 125—148.

### Kupfer.



## Taf. VII. Fig. 149—183.

### Zink.

# I. Blei.

§. 1. Bleierze. Zu den Bleierzen, welche das Blei entweder im geschwefelten oder gesäuerten Zustande enthalten, rechnet man hauptsächlich die nachstehenden Mineralien: **Bleierze.**

1) Bleiglanz, Ṗb mit 86,57 Pb und 13,43 S, das zur Bleigewinnung am häufigsten angewandte Erz, in der Regel isomorphes Schwefelsilber enthaltend. Der Silbergehalt schwankt am gewöhnlichsten zwischen 0,01 und 0,03 %, steigt zuweilen bis 0,5 % und selten über 1 %, in welchem letzteren Falle der Silbergehalt des Bleiglanzes meist nicht mehr von isomorphem Schwefelsilber, sondern von eingesprengten Silbererzen herrührt. Durch Behandlung des Erzes mit verschiedenen Reagentien lässt sich häufig nachweisen, in welchem dieser beiden Zustände das Silber vorhanden ist.[1]) Malaguti und Durocher[2]) fanden in Bleiglanzen Spuren bis 7 % Silber. Der Silbergehalt variirt nicht nur in den verschiedenen Lagerstätten einer Gegend, sondern sogar in ein und derselben Lagerstätte und steht nicht mit dem Gefüge des Bleiglanzes in Verbindung, wohl aber scheint die Epoche seiner Ablagerung einen wesentlichen Einfluss darauf auszuüben. So pflegen die Bleiglanze aus Gängen silberreicher zu sein, als solche aus Lagern, Imprägnationen u. s. w. **Bleiglanz.**

Die Meinung, dass der grossblätterige Bleiglanz silberärmer, als der feinkörnige sei, und letzterer das Silber als

1) Malaguti et Durocher in: Annales des mines, 4 sér., tom. XVII. 1850; Fabre in: Bulletin de la société de l'industrie minérale. Tom. III. p. 281, 1857—1858. — Berg- u. hüttenmänn. Ztg. 1859. S. 446, 447.

2) Ann. d. min. 4 sér. XVII. 83.

mechanisch beigemengtes Schwefelsilber enthalte, erweist sich nicht immer als richtig. Bei geringerem Bleigehalt macht oft erst ein Gehalt an andern nutzbaren Metallen (Silber, Gold, Kupfer) den Bleiglanz schmelzwürdig (Rammelsberger Bleierz).

**Vorkommen.** Der Bleiglanz kommt in fas tallen Ländern und in beinahe allen Formationen vor [1]; derselbe findet sich z. B.

A. In krystallinischen Schiefern und massigen Gesteinen, und zwar

a) gangförmig: im Gneiss (Schwarzwald, Odenwald, sächsisches Erzgebirge, Oberpfalz, schlesische Sudeten und Riesengebirge, Bleistadt in Böhmen, Centralfrankreich, Kongsberg), im Glimmerschiefer (Bleistadt in Böhmen, Spanien, Kongsberg, Sardinien, Toskana), im Granit (Badenweiler, Schneeberg, Linares in Spanien, Wicklow in Irland, Centralfrankreich), im Quarzschiefer (Kongsberg), im körnigen Kalkstein (Schwarzenberg im Erzgebirge), im Talkschiefer (Sardinien), im Porphyr (Centralfrankreich, z. B. Pontgibaud), im Trachytporphyr (Felsöbanya, Kapnik), im Grünstein (Schemnitz), im Grauwackenschiefer, Quarzit und Grünstein (Przibram);

b) lagerartig: im Glimmerschiefer (Toskana, Falun);

c) stockförmig: im Glimmerschiefer und körnigen Kalkstein (Ruszkitza im Banat), im Glimmerschiefer, körnigen Kalkstein und Syenit (Dognacska im Banat), im Granit (Christiania), im Syenit (Christiania), im Glimmerschiefer (Toskana);

d) imprägnirt: in körnigem Kalkstein (Sala).

B. In cambrischen Thonschiefern, und zwar gangartig (Cardinganshire etc. in Wales).

C. In silurischen Schichten, und zwar

a) gangartig: in Thonschiefern (Harzgerode am Harze, Mies in Böhmen, Carthagena in Spanien);

b) stockartig: in dem Cliff-limestone der west-

---

1) Ueber das Vorkommen der Bleierze s.: v. Dechen, Statistik des nördl. und zollv. Deutschland. I. 750. — Cotta, Lehre von den Erzlagerstätten. 1861. II. 570 u. 618.

lichen Staaten Nordamerika's, einem der Obersilurformation angehörigen, nach unten meist kieseligen, nach oben dolomitisch werdenden Kalkstein.

D. In devonischen Schichten, und zwar

a) im untern Devon gangartig (niederländisches Gebirge zu beiden Seiten des Rheines im Regierungsbezirk Trier, Coblenz und Aachen, Herzogthum Nassau auf der rechten Rheinseite, Grossherzogthum Hessen, Andreasberg am Harze); stockförmig im Rammelsberg bei Goslar;

b) im mittleren Devon: gangartig im Lenneschiefer und Eifelkalkstein (Regierungsbezirk Cöln und Arnsberg, Kreis Aachen), lagerartig (Kreis Meschede, Brilon und Aachen), stockartig (Kreis Aachen), nesterförmig (Kreis Aachen und Brilon, Iberg bei Grund am Harze), in unregelmässigen Massen (Breinig bei Stolberg);

c) im oberen Devon: gangförmig (Stolberg bei Aachen).

E. Im Kohlengebirge, und zwar

a) im Kohlenkalkstein gangförmig (Stolberg bei Aachen, Kreis Düsseldorf und Elberfeld), in Lagergängen (Derbyshire und Cumberland), in unregelmässigen Lagerstätten (Kreis Düsseldorf und Elberfeld);

b) im Kulm gangförmig (Oberharz, Kreis Arnsberg, Provinz Oberhessen, Vogesen, Poullaouen und Huelgoet in der Bretagne, Culera in Catalonien), in Contactstöcken (Christiania);

c) im Flötzleeren gangförmig (Gablau im Kreise Landshut, Esshof im Kreise Brilon);

d) im productiven Kohlengebirge gangförmig (Horst an der Ruhr, Kreis Waldenburg im niederschlesischen Steinkohlengebirge im Porphyr).

F. In der Zechsteinformation, z. B. in manchem Kupferschiefer, im Kupferlettenflötze bei Gelnhausen in Kurhessen, im bituminösen Dolomit bei Frankenberg, in der Asche bei Lauterberg am Harze.

G. In der Trias, und zwar

a) im Vogesensandstein gangförmig (Katzenthal bei Lembach in den Vogesen);

b) im Buntsandstein gangförmig (Bayrische Pfalz,

Badenweiler im Schwarzwald), in Knollen und Nestern (Commern, Maubacher Bleiberg bei Düren);

c) im Muschelkalk lagerartig (Grossherzogthum Baden bei Reiselfingen und Bruchsal), als Imprägnation (Tarnowitz), in Stöcken (Wiesloch, Tarnowitz, Olkusz in Polen);

d) im Keuper, und zwar als Nester oder Imprägnation im Sandstein (Freyburg in Baiern).

H. In der Juraformation, und zwar stockförmig im Dachsteinkalk (Leias) zu Bleiberg in Kärnthen und im Dolomit zu Raibl.

I. In der Kreideformation und zwar gangförmig im Pläner (Blankerode im Kreise Büren bei Minden), in lagerförmigen Imprägnationen und liegenden Stöcken im dolomitischen Kalkstein und eisenschüssigen Thon (Santander in Spanien).

K. In tertiären Schichten, und zwar nesterweise im Tertiärthon (Tarnowitz, Beuthen).

Begleiter des Bleiglanzes.

Als Begleiter des Bleiglanzes in Gängen treten als Gangarten theils erdige (Quarz, Kalkspath, Schwerspath, Flussspath, Braunspath), theils metallische Mineralien auf (Zinkblende, Schwefelkies, Spatheisenstein, Arsen- und Antimonverbindungen etc.); zuweilen kommen mit dem Bleiglanz eigentliche Kupfer-, Zink-, Silber-, Nickel-, Kobalt- und andere Erze vor. Malaguti und Durocher (c. l.) fanden in Blenden, welche mit Bleiglanz vorkommen, Spuren bis 0,88 % Silber und wenigstens Spuren davon in allen untersuchten Schwefel-, Kupfer- und Arsenkiesen, und zwar reine geschwefelte Mineralien immer reicher, als oxydirte; die eisenhaltigen Schwefelungen pflegen immer die ärmsten zu sein, dann folgen die zink-, blei- und kupferhaltigen. Manche den Bleiglanz begleitende Schwefelkiese, Arsenkiese und Zinkblenden enthalten Gold (Ungarn, Freiberg, Rammelsberg, Lautenthal am Harz). Von den in der Natur verbreitetsten Metallen kommen Eisen, Blei, Zink und Kupfer sehr häufig zusammen vor.[1])

1) Breithaupt, Paragenesis der Mineralien. Freiberg 1849. — Elie de Beaumont, Vertheilung der Elemente in der Natur. Liebig's Jahresber. 1849. S. 785.

Die Bleierze aus Lagern, Stöcken, Nestern etc. (Derbyshire, Cumberland, Nordamerika, Commern, Kärnthen) pflegen, wie bereits angeführt, silberärmer, meist aber von andern erdigen und metallischen Mineralien weniger verunreinigt zu sein, als solche aus Gängen, jedoch finden hiervon auch Ausnahmen statt (Rammelsberger Erzstock).

Weissbleierz.

2) Weissbleierz, $\dot{Pb}\ddot{C}$ mit 77,52 Pb, im Gemenge mit Thon, Eisenoxyd etc. Bleierde, und im Gemenge mit etwas Kohle Schwarzbleierz genannt. Das kohlensaure Bleioxyd, von den oxydirten Bleierzen das am häufigsten vorkommende, findet sich meist am Ausgehenden der Bleiglanzlagerstätten, ist durch Einwirkung der Atmosphärilien auf Bleiglanz entstanden und hüllt zuweilen noch unzersetzte Kerne desselben ein. War der Bleiglanz silberhaltig, so geht auch ein geringer Silbergehalt ins Weissbleierz über, selten aber mehr als 0,1 %. Zuweilen kommen mit dem Erze Kupferkies, Schwefelkies und andere theils oxydirte, theils geschwefelte Metalle vor. Selten findet sich dasselbe in so grossen Massen, dass es selbstständig verschmolzen wird; meist findet eine gemeinschaftliche Zugutemachung desselben mit dem Bleiglanz statt. Hüttenmännisch wichtige Vorkommnisse für dieses Erz sind z. B.: Diepelinchen bei Aachen in nesterartigen Erweiterungen im oberen Devon und im Steinkohlengebirge, im Gemenge mit Bitumen, Quarz, Thon und kohlensaurem Zinkoxyd; am Ausgehenden des Buntensandsteins in der Eifel, bald als eingesprengte Körner (Commern, Düren), bald in Streifen und Knollen, mit Thon gemengt, in Thonlagen des Buntensandsteins (Kreis Schleiden); in Spanien in mehreren Gegenden, z. B. in der Provinz Santander im Gemenge mit Galmei, Thon, Kalkstein und Dolomit; am Altai brechen im Quarz silberhaltige Bleierze mit Weissbleierz, Eisenocher und andern Mineralien; in grossen Quantitäten in den Bergwerken des Mississippithales etc.

Bleivitriol.

3) Bleivitriol, $\dot{Pb}\dddot{S}$ mit 68,3 Pb findet sich höchst selten in schmelzwürdiger Menge, wie z. B. am Ausgehenden eines silberarmen Bleiglanzganges zu Paillères bei Alais im Thon, wovon man bei der Aufbereitung einen Theil ab-

scheidet; ferner zu St. Martin bei Vega de Ribaddeo in Spanien mit phosphorsaurem Bleioxyd; in den australischen Bergwerken mit durchschnittlich 35 % Blei und 35 Unzen Silber in der Tonne nebst ein wenig Gold. Der Bleivitriol enthält mehr Silber, als der Bleiglanz.

Pyromorphit. 4) Pyromorphit, $Pb\,Cl + 3\,\dot{Pb}\,(\overset{\cdot\cdot\cdot\cdot\cdot}{P}, \overset{\cdot\cdot\cdot\cdot\cdot}{As})$ mit 69,5 bis 76,2 Pb, fast immer nur Spuren von Silber enthaltend und nur zufälliger Begleiter der Bleierze; in grösseren Partien im innigen Gemenge mit Eisenoxyd, Thon und Quarz auf mehreren Bleierzgängen zu Stolberg bei Aachen, zu Ems, zu St. Martin in Spanien traubenförmig und in hinreichender Menge, um in Schachtöfen verarbeitet zu werden.

Gelbbleierz. 5) Gelbbleierz, $\dot{Pb}\,\overset{\cdot\cdot\cdot}{Mo}$ mit 57 Pb, findet sich sehr selten und dann nur in untergeordneten Mengen in Begleitung von geschwefelten und andern oxydirten Bleierzen, z. B. zu Bleiberg in Kärnthen, im Höllenthale am Fusse der Zugspitze in Oberbayern u. a.

Auswahl einer Probirmethode. §. 2. Probiren der Bleierze und bleihaltigen Hüttenproducte. Die Auswahl einer Probirmethode für bleihaltige Erze und Hüttenproducte hängt hauptsächlich von der Qualität und Quantität der denselben beigemengten erdigen und metallischen Substanzen ab, und zwar kann die Untersuchung auf trocknem und nassem Wege geschehen. Die Bleiproben lassen sich danach in folgender Weise classificiren:

## A. Bleiproben auf trocknem Wege.

Mängel der Proben. Der Bleigehalt lässt sich auf trocknem Wege niemals scharf bestimmen, indem selbst die besten Probirmethoden einen Verlust von einigen Procenten geben, welcher unter Umständen auf 10 % und mehr sich steigern kann. Die Mängel der trocknen Proben haben ihren Grund

a) in der Flüchtigkeit des Bleies schon bei starker Rothglühhitze und in seiner Verschlackbarkeit;

b) in dem Umstande, dass aus den den Bleierzen beigemengten metallischen Mineralien fremde Metalle ausgeschieden werden, welche entweder das Blei legiren (Gold, Silber, Kupfer, Antimon, Arsen, weniger Zink) oder dasselbe

zur Verschlackung als Schwefelsalz disponiren (Schwefelantimon, Schwefelarsen);

c) in der Misslichkeit, die Zeitdauer des Schmelzens und die Höhe der Temperatur richtig zu bestimmen.

Werth d Proben.

Trotz dieser Mängel sind doch die besseren Probirmethoden auf trockenem Wege auf den Hüttenwerken meist nur allein in Ausführung, um möglichst leicht und rasch den relativen Bleigehalt der Substanzen von analoger Beschaffenheit zu ermitteln, welcher ein hinreichend genaues Anhalten für die Bezahlung des Erzes, zur Controle des Hüttenbetriebes etc. gibt. Die trockne Probe verschafft Aufschlüsse über das Schmelzverhalten des Erzes und die Qualität des Bleies, welche der nasse Weg nicht zu gewähren vermag. Soll jedoch der wirkliche Bleiverlust bei Hüttenprozessen genau bestimmt werden, so muss man die chemische Analyse auf nassem Wege zu Hülfe nehmen oder doch wenigstens durch genaue analytische Versuche ein für alle Mal ermitteln, wie gross der Bleiverlust unter gleichen Umständen bei dem gewählten Probirverfahren ist.

Die trockenen Proben werden entweder auf gewöhnlichem docimastischen Wege oder mittelst des Löthrohrs ausgeführt.

## I. Bleiproben auf gewöhnlichem docimastischen Wege.

Classificat

Je nachdem die bleihaltige Substanz geschwefelt oder oxydirt ist, dann erdige und metallische Beimengungen in grösserer oder geringerer Menge enthält, lassen sich folgende Fälle unterscheiden:

### A. Geschwefelte Erze und Producte.

Probe i Eisenschal

1) Erze mit sehr geringem Gehalte an erdigen und fremden metallischen Substanzen. Probe in eisernen Schaalen ohne Zuschläge.[1]) Reine Bleiglanze, wie sie zuweilen in Flammen- und Herdöfen verschmolzen werden,

1) Phillips, Manual of Metallurgy. London 1852. p. 473. — Phillips and Darlington. Records of Mining and Metallurgy. London 1857. p. 158. — Berg- u. hüttenm. Ztg. 1862. S. 242.

[redacted]



werden auf einigen Bleihütten in **Wales** (z. B. auf Walker-Parker-Deebank-Bleihütte bei Bagilt in Flintshire) in der Weise probirt, dass man 8 Unzen (Bd. I. S. 121) davon in eine in einem Stück Schmiedeeisen ausgehöhlte Mulde schüttet, eine Eisenplatte darüber deckt und die mit Stiel versehene Schaale in einer Schmiedeesse langsam erhitzt, bis das Erz zu decrepitiren beginnt. Dann wird eine etwa $^1/_4$ stündige starke Rothglühhitze gegeben, die Schaale aus dem Feuer genommen und das Blei durch die Schnauze in eine eiserne Form gegossen, wobei man Schlacke und Schwefeleisen mittelst eines Holzstäbchens zurückhält. Dieselben werden dann nochmals in helle Rothglühhitze gebracht, um das mechanisch eingeschlossene Blei auszuschmelzen, und dieses mit dem Hauptkönig verwogen. Die $^1/_4$ Zoll dicken Schaalen halten 3 oder 4 Schmelzungen aus.

Bei diesem wenig Zeit in Anspruch nehmenden Verfahren entsteht allerdings ein grösserer Bleiverlust, als bei Anwendung von Flussmitteln, dieser stimmt aber mit dem beim Flammofenschmelzen im Grossen stattfindenden Verluste ungefähr überein und man erhält so durch die Probe gleich ein Anhalten für das hüttenmännische Ausbringen. Aus reinem Bleiglanz sollen 80 % Blei erhalten werden.

**Allgemeines.** 2) **Erze mit mehr oder weniger Erden, ohne wesentliche Mengen fremder Schwefelungen.** Derartige Erze werden entweder durch alkalische Flussmittel allein entschwefelt (Potaschenprobe) oder durch solche (Potasche, Soda) in Gemeinschaft mit Eisen. Eisendrahtstifte oder kleine Nägel sind der Eisenfeile vorzuziehen und werden bei Anwendung von thönernen Schmelzgefässen[1]) benutzt; es kann aber das Schmelzen auch direct in schmiede- oder gusseisernen Tiegeln geschehen. Ein Kohlenzusatz in Gestalt von Kohlenstaub, Mehl, Weinstein etc. verhindert eine Verschlackung von Bleioxyd und begünstigt die Entschwefelung durch Reduction des Alkalis und somit die Bildung von Schwefelalkali, vermindert aber, in zu grosser Menge zuge-

1) Ausführliches über Anfertigung, Eigenschaften etc. der Probirtuten in: J. Percy's Metallurgy. London 1861. Part. I. p. 216. — Berg- u. hüttenm. Ztg. 1862. S. 116.

setzt, die Schmelzbarkeit der Masse. Erdige Bestandtheile werden, wenn sie saurer Natur sind, durch die Alkalien verschlackt, bedürfen aber bei basischer Beschaffenheit saurer Zuschläge von Borax und Glas. Soda wirkt als Entschwefelungsmittel weniger kräftig, als Potasche, ist aber billiger. Fremde Schwefelungen, wenn sie anwesend sind, werden ebenfalls mehr oder weniger vollständig entschwefelt und ihr Radical (Silber, Kupfer, Antimon, Arsen) verbindet sich mit dem Blei, oder sie gehen als Schwefelungen in die Schlacke und nehmen unter Bildung von Schwefelsalzen mehr oder weniger Schwefelblei auf. Bei einem geringeren Gehalt an Schwefel- und Arsenmetallen (Schwefelkies, Kupferkies, Arsenkies, Zinkblende etc.) wird das Erz, wie bei der gewöhnlichen Probe, im ungerösteten Zustande geschmolzen, muss aber zuvor in einem bedeckten Scherben geglüht oder abgeröstet werden, wenn seine fremden Verbindungen in etwas grösserer Menge vorkommen.

Folgende Methoden sind in Anwendung: Probirmethod.

a) Probe mit schwarzem Fluss und Eisen. Dieses ist die am häufigsten angewandte Bleiprobe, welche für von fremden Schwefelungen beinahe freie Bleiglanze und bleiische Producte die genauesten Resultate gibt, indem man z. B. aus Bleiglanz mit 86,5 % Blei an 84,85 % Blei ausbringt; bei unreinen Erzen kann der Bleiverlust auf 10 % und mehr steigen. Ganz lässt sich ein Bleiverlust nicht vermeiden, weil die Reactionen erst in Rothglühhitze vollständig eintreten, bei welcher das Blei flüchtig ist. Erze, welche fremde Schwefel- und Arsenmetalle enthalten, werden vor dem Beschicken in der bedeckten Probir-Tute geglüht oder besser schwach geröstet. Die Probe wird in nachstehenden Modificationen ausgeführt: Probe mit schwarzem Fluss u. Eisen. Modificationen.

α. Schmelzen in Thontuten mit schwarzem Fluss und Eisen. Dieses Verfahren ist einfach, selbst bei geringeren Bleigehalten ziemlich genau und nur bei antimonhaltigem Bleiglanze der Potaschenprobe nachstehend, weil das Antimon durchs Eisen ebenfalls abgeschieden wird. Man kann eine grössere Anzahl Proben gleichzeitig anfertigen und zwar sowohl im Muffel-, als Windofen. Auf den verschiedenen Hüttenwerken finden geringe Abweichungen beim Schmelzen in Thontuten.

[redacted]



Beschicken, in der Feuerung etc. statt, wie nachstehende Beispiele ergeben:

**Beispiele.**

**Freiberg.** In Freiberg[1]) thut man 1 Probircentner = 3,75 Gramm rohen oder nöthigenfalls geglühten oder gerösteten Bleiglanz in eine Bleitute (Bd. I. S. 134, Taf. II. Fig. 29), fügt je nach dem zu erwartenden Bleigehalt ein 20—40 Pfd. schweres, 2—2½ Linien dickes Stück Eisendraht hinzu, thut darauf etwa 2½ Ctr. schwarzen Fluss (2½ Theil roher Weinstein und 1 Theil Salpeter) oder statt dessen besser 2—2½ Ctr. eines Gemenges von 100 Thln. gereinigter Potasche und 20—25 Theilen Weizen- oder Roggenmehl (Bd. I. S. 139), breitet bei strengflüssigen Erzen 30—40% Boraxglas oder 60—70% bleifreies Glas darüber aus, bedeckt die Beschickung mit einer ¼ Zoll starken Lage abgeknisterten Kochsalzes, verschliesst die Oeffnung der Tute mit dem Fuss einer schon gebrauchten Tute und setzt die Probe einer ½—¾stündigen starken Rothgluth in einem Windofen mit Steinkohlenfeuerung (Bd. I. S. 130) oder in einem gewöhnlichen Muffelofen (Bd. I. S. 124), aus, wobei man vor die Bleituten bis etwa an ihre Mitte glühende Kohlen legt und die Muffelmündung verschliesst.

Die durch Hammerschläge vom Eisen getrennten Bleikönige werden zur Entfernung des anhaftenden Schwefeleisens dünn ausgeplattet, aufgerollt und gewogen. Man wiegt die Proben auf 1 Pfund aus und gibt den Gehalt nur nach vollen 5 Pfunden an. Ein Vermengen der Bestandtheile der Beschickung ist nicht erforderlich und führt zu Zeitverlusten. — Dieses Probirverfahren ist auch zu Tarnowitz, auf den Oberharzer Silberhütten u. a. üblich. Auf letzteren ist 1 Probircentner = 5 Gramm.

**Przibram.** In Przibram[2]) streut man auf den Boden der Tute 3—5 Pfd. Weinstein, legt darauf einen etwa 20 Pfd. schweren dicken Eisendraht, fügt dann das Gemenge von ½ Ctr. =

1) Freiberger Jahrbücher f. d. Berg- u. Hüttenm. 1855. S. 127. — Bodemann-Kerl's Probirkunst. 1857. S. 177. — Regulativ für den Einkauf sächs. Erze. Freiberg 1859. S. 12.

2) Klasek in Rittinger's Erfahr. 1857. — Berg- und hüttenmänn. Ztg. 1859. S. 147.

5 Gramm Bleiglanz mit 120 Pfd. schwarzem Fluss (2 Weinstein und 1 Salpeter) und 10—30 Pfd. Borax hinzu, bedeckt das Ganze mit Kochsalz und erhitzt die bedeckten Tuten 20—25 Min. in dem schwach rothglühenden Holzkohlen-Windofen (Bd. I. Taf. I. Fig. 14, 15), verstärkt die Hitze 20—25 Minuten lang, bis die Gasentwicklung aufgehört hat und nimmt, nachdem etwa 8 Minuten lang eine noch stärkere Hitze gegeben, die Proben aus dem Ofen. Bei strengflüssigen, erden- und blendehaltigen Erzen bestreut man die Beschickung noch mit 7 Pfd. Salpeter, bevor das Kochsalz hinzugethan wird, um ein Hängenbleiben von unzersetzten Erztheilen an den Wänden der Tute zu verhindern. Es ist gestattet bei einem Bleigehalte

bis zu 29 Pfd. eine Differenz von 2 Pfd.
von 30—49 „ „ „ „ 4 „
über 50 „ „ „ „ 6 „

Das Blei wird bei der Schiedsprobe bis auf $^1/_2$ Pfd. genau berechnet.

Zu Joachimsthal[1]) wird 1 Probircentner = 5,7 Gr. Erz mit 2 Ctr. schwarzem Fluss (16 Salpeter und 40 Weinstein) und 60 Pfd. Boraxglas gemengt und in eine Bleitute gethan, auf deren Boden sich ein Stück Eisendraht von 1 Zoll Länge und 40 Pfd. Gewicht in senkrechter Stellung befindet. Die mit 2 Ctr. abgeknistertem Kochsalz bedeckte Tute wird im Steinkohlenmuffelofen bei geschlossener Muffelmündung und halbgeöffnetem Luftzuge bei mässiger Temperatur eingeschmolzen, die Temperatur nach 6—7 Min. durch Oeffnen der Muffelmündung erniedrigt und nach einem weitern gleichen Zeitraume bei geschlossener Muffel die letzte Hitze gegeben. Sobald das leise Knistern aufhört, was nach 7 bis 8 Minuten der Fall zu sein pflegt, so nimmt man die Probe heraus, deren Anfertigung im Ganzen etwa 20 Min. in Anspruch nimmt. Man bringt, namentlich bei reichen Erzen, nach dieser Probe bis 96 % von dem Gesammtbleigehalte aus. — MARKUS hat vergleichende Versuche mit verschiedenen Probirmethoden angestellt, um den Werth der obigen Probe zu constatiren. 1 Ctr. Bleiglanz wurde im gerösteJoachimsthal.

1) MARKUS in der Oester. Ztschr. 1856. p. 234, 269.

[redacted]



ten Zustande einmal mit 300 Pfd. schwarzem Fluss, 50 Pfd. Boraxglas und 20 Pfd. Eisen, dann mit 300 Pfd. schwarzem Fluss und 50 Pfd. Boraxglas, aber ohne Eisen, verschmolzen.

Bei reinem Bleiglanz gab die erste Methode stets den höchsten Bleigehalt, namentlich bei sehr reichen Erzen, desgleichen bei Erzen mit geringen Mengen fremder Schwefelungen; nach den beiden andern Proben erhielt man aber einen nur um einige Procent geringeren Gehalt. Bei überwiegender Menge von Schwefelungen weisen die beiden letzteren Methoden einen unbedeutend höhern Gehalt gegen die erste Probe nach.

Müsen. Zu Müsen beschickt man 1 Ctr. Erz mit 4 Ctr. schwarzem Fluss (2 Weinstein und 1 Salpeter), 10—15 Pfd. Eisenfeile bei reichen Erzen und 10—15 Pfd. Borax, oder nach Umständen noch mit 10—15 Pfd. Spatheisenstein bei strengflüssigen Erzen. Holzappel. In Holzappel verschmilzt man 10 Gramm Erz mit dem 3—4fachen Flussmittel (3 Weinstein, 2 Salpeter, 1 Borax, 6 Soda) und Eisen; beim Schmelzen in eisernen Tiegeln werden 20 Gramm Probirgut eingewogen.

Franz. u. engl. Hüttenwerke. Auf französischen[1]) und englischen Hüttenwerken[2]) wendet man statt Potasche die leichtschmelzigere Soda an, lässt den Kohlenzusatz weg und nimmt Eisennägel. Man thut die aus 15 Gramm Erz und 30 Gramm Soda bestehende Beschickung fest in den Thontiegel, steckt 3 bis 4 Nägel mit dem Kopfe nach unten in dieselbe ein, drückt das Gemenge fest an die Nägel an, streut etwas Borax darüber und gibt eine Salzdecke. Man schmilzt im Windofen bei allmälig gesteigerter Hitze, erhält den Tiegel etwa 10 Minuten in Rothglühhitze, nimmt, wenn Alles gut geschmolzen ist, den Tiegel aus dem Ofen, zieht mit einer Zange die Nägel aus der flüssigen Masse, stösst den Tiegel sanft auf und lässt dann seinen Inhalt erkalten. Rivot wendet bis 100 Gramm Probemehl und das Eisen in Gestalt eines huf-

1) Berthier, met. analyt. Chemie, deutsch v. Kersten. II. 673. — Rivot, Docimasie. Paris 1861. — Phillips, a Manual of Metallurgy. London 1852. p. 473, 475. — Annal. d. min. 1860. livr. 1. p. 35.

2) Phillips and Darlington, Records of Mining and Metallurgy. London 1857. p. 157.

eisenförmig gekrümmten Eisenbleches an, dessen Schenkel in der geschmolzenen Beschickung so lange bewegt werden, bis sich keine Bleikügelchen mehr daran ansetzen. Es werden aus reinem Bleiglanz 82—84 % Blei ausgebracht.

*β.* Schmelzen mit Fluss- und Reductionsmitteln in eisernen Tiegeln. Dieses Verfahren lässt die Anwendung grösserer Mengen Probirgut zu, in Folge dessen, da sich die entstehenden Verluste auf die grössere Menge Probemehl vertheilen, noch genauere Resultate, als nach der vorigen Probe erfolgen. Während es bei der vorhergehenden Probe schwierig ist, die zur vollständigen Reduction des Bleiglanzes erforderliche Eisenmenge genau zu schätzen, welche dem Bleigehalt entsprechen muss — indem bei zu wenig Eisen Bleiverlust, bei zu viel leicht ein eisenhaltiger Regulus entsteht — so treten diese Uebelstände bei Anwendung eiserner Tiegel nicht ein. Die Probe erfordert nur 10—15 Minuten Zeit, es können aber nicht viele Proben, höchstens 4, gleichzeitig ausgeführt werden. Man wendet schmiede- oder gusseiserne Tiegel von etwa 3—4 Zoll Höhe und 2—3 Zoll Weite an und gibt ihnen wohl einen zugespitzten Fuss, damit sie im Windofen zwischen glühenden Cokesstücken besser stehen. Gewöhnlich stellt man dieselben aus 1/4 zölligem Eisenblech her, welches man in Tiegelform bringt und an den Verbindungsstellen gut zusammenschweisst. Der Boden wird durch ein dickes Eisenniet gebildet, welches sorgfältig an die Seiten angeschweisst wird. Das Ganze erhält dann über einem Dorn die gehörige Form. **Schmelzen in Eisentiegeln.**

Dieses Verfahren ist besonders auf belgischen, französischen und englischen, sowie auf manchen westphälischen Hütten in Anwendung, und weicht nur hinsichtlich der Qualität der Zuschläge ab.

Auf englischen Hütten[1]), z. B. zu Par in Cornwall, werden 400 Grain (Bd. I. S. 121) Erz mit 600 Grain Soda, 70 Grain Borax und etwas Flussspath in einer kupfernen Mengkapsel gemengt (Bd. I. Taf. II. Fig. 34 b.) und in den eisernen Tiegel gethan, nachdem derselbe glühend aus **Engl. Hütten.**

1) Phillips and Darlington c. l. p. 157. — Phillips c. l. p. 474. — Berthier c. l. II. 673. — Berg- u. hüttenm. Ztg. 1862. S. 241.

dem Windofen genommen. Man gibt eine Kochsalzdecke, stellt den Tiegel wieder zwischen die glühenden Cokesstücke und versieht den Windofen mit Deckel. Ist nach 8—10 Min. die Masse geschmolzen, so rührt man dieselbe mit einem eisernen Haken um, fasst den Tiegel mit einer Backenzange und entleert seinen Inhalt durch die Schnauze in einen konischen schmiedeeisernen Einguss mit etwa 3 Zoll weiter Vertiefung. Letzteren fasst man an einem Griff, taucht ihn erst an der Unterseite, dann ganz in Wasser und kippt ihn, wenn Alles erstarrt ist, um, worauf man den Bleikönig entschlackt. Ein Tiegel hält 16—20 Schmelzungen aus. Auf manchen Hütten hält man die Schlacke beim Entleeren des Tiegels mittelst eines Holzstabes in demselben zurück und schmilzt sie zur Ausscheidung mechanisch eingeschlossenen Bleies mehrmals mit Soda oder Potasche ein. — Eine andere Beschickung, als die oben angegebene, besteht aus gleichen Theilen Erz und Soda, demselben Gewicht Potasche und dem Viertel Gewicht rohem Weinstein mit einer Boraxdecke; oder 50 Gramm Bleierz, 25 Gramm Fluss (3 roher Weinstein, 2 Salpeter und 1 Borax) bei einer Koch- oder Seesalzdecke. Man bringt nach dieser Probe aus reinem Bleiglanz an 85% Blei aus.

**Proben ohne Eisenzusatz.**

b) Proben mit alkalischen Zuschlägen ohne Eisen. Diese Proben geben, bis auf LEVOL'S Probe, kein so hohes Bleiausbringen, als die vorigen, indem bei der Entschwefelung des Bleiglanzes durch das Alkali (Potasche, Soda, schwarzen Fluss, Cyankalium) sich Schwefelkalium oder Schwefelnatrium bildet, welches Schwefelblei in der Schlacke zurückhält. Das Ausbringen aus reinem Bleiglanz beträgt selten über 80%, bleibt aber je nach dessen Gehalt an fremden Schwefelungen mehr oder weniger darunter. Bei einem Gehalte des Erzes an Schwefelantimon kann man nach dieser Probe bessere Resultate erhalten, als nach den vorigen, indem diese Schwefelung von dem gebildeten Schwefelkalium in der Schlacke grossentheils zurückgehalten wird.

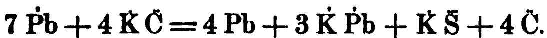
**Beispiele.**

Folgende Proben dieser Art sind besonders bemerkenswerth:

**Potaschenprobe.**

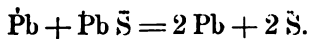
α. Die Ilsemannsche Potaschenprobe, früher auf

dem Oberharze und zu Tarnowitz in Anwendung. 1 Probircentner Erz = 5 Gramm wird mit dem 3fachen Gewicht gereinigter Potasche in einem Bleischerben (Bd. I. S. 133. Taf. I. Fig. 26b) innig gemengt, mit Kochsalz bedeckt und in einem Muffelofen bei geöffneten Zügen und geschlossener Muffelmündung völlig in Fluss gebracht (innerhalb 20—25 Minuten), wobei das Kali die Erden zu einer Schlacke auflöst und aus einem Theil Bleiglanz unter Bildung von Schwefelkalium und schwefelsaurem Kali Blei ausscheidet, während ein anderer Theil Bleiglanz in der Schlacke vom Schwefelkalium unter Erzeugung eines Schwefelsalzes zurückgehalten wird.



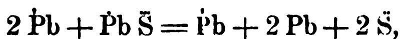
$$7\,\dot{Pb} + 4\,\dot{K}\,\ddot{C} = 4\,Pb + 3\,\dot{K}\,\dot{Pb} + \dot{K}\,\dddot{S} + 4\,\ddot{C}.$$

Wollte man die Proben jetzt herausnehmen, so würde man viel zu wenig Blei erhalten. Um das Schwefelblei in der Schlacke noch weiter zu zersetzen, erniedrigt man etwa während 10—15 Minuten die Temperatur durch Schliessen der Züge und Oeffnen der Muffelmündung und lässt durch letztere Luft zur Schlacke treten, wobei das $\dot{K}$ in $\dot{K}\,\dddot{S}$ und das $\dot{Pb}$ theilweise in $\dot{Pb}\,\dddot{S}$ übergeht. Hierauf thut man nochmals 10—15 Minuten heiss, wobei, wenn man die Zeit des Kaltgehens richtig getroffen hat, durch Einwirkung des Pb S auf das $\dot{Pb}\,\dddot{S}$ sich metallisches Blei bildet:



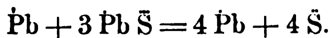
$$\dot{Pb} + \dot{Pb}\,\dddot{S} = 2\,Pb + 2\,\ddot{S}.$$

Hat man nicht lange genug heiss gehen lassen, so bildet sich in der letzten Periode wegen Mangels an $\dot{Pb}\,\dddot{S}$ eine niedrigere, in der Schlacke bleibende Schwefelungsstufe des Bleies:



$$2\,\dot{Pb} + \dot{Pb}\,\dddot{S} = \dot{Pb} + 2\,Pb + 2\,\ddot{S},$$

während bei zu langem Kaltthun leicht verschlackbares Bleioxyd in der letzten Periode entsteht:



$$\dot{Pb} + 3\,\dot{Pb}\,\dddot{S} = 4\,\dot{Pb} + 4\,\ddot{S}.$$

Zur richtigen Erkennung der zum Kaltgehen erforderlichen Zeit dient aber kein anderes Mittel, als die Erfahrung; man muss deshalb bei einem vorkommenden Erze von unbekanntem Verhalten mehrere Proben verschieden lange

kalt gehen lassen, und dann diejenige Zeit als die richtigste wählen, bei welcher das meiste Blei erfolgt. Hierin liegt die grosse Schattenseite der Potaschenprobe gegen die Proben mit schwarzem Fluss und Eisen, bei denen durch die Anwesenheit von Kohle und Eisen ein Rückhalt an Bleioxyd und Schwefelblei in der Schlacke zerstört wird, und ein Kaltgehen überall nicht erforderlich ist. Man bringt höchstens 80 % Blei aus reinem Bleiglanz aus, bei Anwesenheit von fremden Schwefelungen, ausser Schwefelantimon, noch weniger, dagegen bei richtiger Ausführung niemals so wenig, wie BREDBERG [1]) gefunden hat. Als Kennzeichen für eine gerathene Probe dienen die vollständig geflossene Schlacke und ein geschmeidiger, bleigrauer, matter König; ein blankes Korn deutet auf zu hohe, von Metallverlust durch Verflüchtigung begleitete Temperatur beim letzten Heissthun. Hat man die Probe nicht lange genug kaltgehen (abdampfen) lassen, so ist das Bleikorn mit einer Lage dunklen, spröden Unterschwefelbleies umgeben. Die Körner werden auf 1 Pfd. ausgewogen und es ist eine Differenz von 5 Pfd. Blei gestattet. Zu Gunsten dieser Probe spricht noch der Umstand, dass man bei der geringen Grösse der Probirgefässe mehr Proben auf einmal anfertigen kann, als nach der Methode mit schwarzem Fluss und Eisen.

**Modificationen.** Wendet man statt der Potasche Soda an, so sinkt das Bleiausbringen aus reinem Bleiglanz auf 74—76 %, und auch Cyankalium leistet weniger, als Potasche, indem ein beträchtlicher Theil Schwefelblei als Schwefelsalz in der Schlacke zurückbleibt, ist theurer und sehr giftig, lässt dagegen niedrigere und weniger anhaltende Schmelztemperaturen zu. LEVOL [2]) erhielt damit aus reinem Bleiglanz nur 50—58 % Blei.

Wegen ihrer Mängel ist die Potaschenprobe zu Tarnowitz schon seit längerer Zeit durch die Probe mit schwarzem Fluss und Eisen ersetzt. Man erhält durch letztere bei Anwendung von 10—15 % Eisen 6—8 % Blei mehr, als nch ader Potaschenprobe.

Auch auf den Oberharzer Hütten ist seit 1862 die

1) ERDM., J. f. ök. u. techn. Chem. XII. 185.
2) Berg- u. hüttenmänn. Ztg. 1856. S. 319.

daselbst heimische Potaschenprobe der Probe mit schwarzem Fluss und Eisen gewichen, nachdem vergleichende Versuche mit denselben Erzen zu Gunsten der letztern ausgefallen sind.

Wie aus der nachstehenden tabellarischen Uebersicht hervorgeht, gibt die Potaschenprobe immer einige Procent Blei weniger, als die Probe mit schwarzem Fluss und Eisen, und die Befürchtung, dass die Bleikönige von letzterer durch andere Metalle stärker verunreinigt seien, ist durch die Analysen der Könige von Streng widerlegt.

| a = Potaschenprobe. b = Pr. mit schw. Fl. u. Eisen | | Bleigehalt %. | Pb | Sb | Fe | Cu | Zn |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Erz Nr. 1 | a | 71,5 | 98,9 | 0,3 | Spr | 0,05 | Spr |
| | b | 73,26 | 98,5 | 0,6 | 0,1 | Spr | Spr |
| Erz Nr. 2 | a | 71,22 | 99,5 | 0,1 | Spr | 0,1 | Spr |
| | b | 73,16 | 98,5 | 0,6 | 0,1 | Spr | Spr |
| Erz Nr. 3 | a | 61,59 | — | 0,2 | Spr | Spr | Spr |
| | b | 64,19 | — | 0,7 | Spr | Spr | Spr |
| Erz Nr. 4 | a | 62,05 | 98,5 | 0,3 | Spr | Spr | Spr |
| | b | 64,85 | 98,5 | 0,6 | Spr | Spr | Spr |

Probe mit schwarzem Fluss.

*β.* Probe mit schwarzem Fluss. Obgleich die Anwesenheit der Kohle der Verschlackung von Bleioxyd entgegenwirkt und eine die Entschwefelung befördernde Reduction des Alkalis herbeiführt, so ist die Probe doch von dem Fehler der Potaschenprobe nicht frei, dass Schwefelblei von dem gebildeten Schwefelkalium in der Schlacke zurückgehalten wird. Um dies möglichst zu verhüten, wird die Schmelzung zweckmässig im Muffelofen vorgenommen, um die Proben bei Luftzutritt abdampfen zu lassen. Durch zu reichlichen Kohlenzusatz wird die Beschickung strengflüssig.

Beispiel.

Zur Victor-Friedrichshütte am Harze wird die Probe auf die Weise ausgeführt, dass man 1 Ctr. Erz mit dem 3—4fachen schwarzen Fluss und bei kiesigen Erzen noch mit 10 Pfund Boraxglas mengt, mit Kochsalz bedeckt, etwa 25 Minuten lang im Muffelofen heiss thut, dann 5 Min. kalt gehen lässt und hierauf die Proben herausnimmt. Das Bleiausbringen übersteigt 76—79% nicht.

LEVOL'S Probe.

*γ*. LEVOL'S Probe mit Cyankalium und Blutlaugensalz.[1]) 100 Theile Bleiglanz werden mit 100 Theilen entwässertem Blutlaugensalz und 50 Theilen Cyankalium geschmolzen. Es soll dabei der Bleiverlust auf 2—2½% herabgehen in Folge der leichten Schmelzbarkeit des Gemenges und der wirksamen ausserordentlich feinen Zertheilung des Eisens im Blutlaugensalz. Nach den Versuchen von KUPFERSCHLAEGER[2]) ist dieser geringe Bleiverlust aber nur scheinbar, indem durch das Blutlaugensalz Eisen ins Blei geführt wird. Bleiglanz mit Schwefelkies, Zinkblende und kalkhaltigem Thon gab auf volumetrischem Wege 55,56% und nach LEVOL'S Methode 59,58% Blei, welches 7,003% Eisen und Zink und nur 52,577% reines Blei enthielt; Bleiglanz mit Schwefelkies auf volumetrischem Wege 40,18%, auf trockenem Wege mit Soda und Borax im eisernen Tiegel 30,85% Blei und ein mit eisenschüssigem Thon gemengter Bleiglanz resp. 57,79% reines und 59,7% eisenschüssiges Blei.

Allgemeines.

3) Erze etc. mit einem grösseren Gehalte an fremden Schwefelungen und Arsenverbindungen mit mehr oder weniger Erden. Nach der vorhergehenden Methode probirt, geben solche Erze sehr unzuverlässige Resultate, indem einerseits die abgeschiedenen fremden Metalle ins Blei gehen und dessen Gewicht erhöhen, anderntheils viel Schwefelblei als Schwefelsalz in der Schlacke zurückgehalten wird. In solchem Falle wendet man die Röstreductionsprobe[3]) an. Die Erze werden auf einem Röstscherben (Bd. I, S. 132; Taf. I, Fig. 21) gut abgeröstet (B. I, S. 137), wobei die Schwefelungen zum grössten Theil in Oxyde und schwefelsaure Salze übergehen. Schmilzt man diese mit schwarzem Fluss, Borax und Glas bei einer nicht zu hohen Temperatur, so wird das Bleioxyd reducirt und aus dem schwefelsauren Bleioxyd durch die Kohle, das Alkali und das im Röstgute häufig enthaltene Eisenoxyd Blei abgeschieden, während die fremden Oxyde durch Borax und Glas verschlackt werden. Da man die Schmelztemperatur nicht hinreichend in der Gewalt

Röstreductionsprobe.

1) Berg- und hüttenm. Zeitg. 1856. S. 319.
2) Ibid. 1861. S. 170.
3) HOLLUNDER'S Probirkunst II, 84. — WEHRLE, Hüttenkd. II, 220. BERTHIER, met. analyt. Chem. II, 659.

hat, so reducirt sich meist auch ein Theil dieser Oxyde und ihr Radical geht ins Blei und benimmt demselben seine Geschmeidigkeit. Zur vollständigen Zerlegung des beim Rösten immer entstehenden schwefelsauren Bleioxydes empfiehlt sich ein Zusatz von metallischem Eisen. Werden die solvirenden Zuschläge in zu grosser oder zu geringer Menge angewandt, so wird entweder Blei mit verschlackt oder die fremden Oxyde reduciren sich in grösserer Menge, so dass im Allgemeinen diese Probe auf Genauigkeit keine Ansprüche machen kann und wegen des langwierigen Röstens viel Zeit in Anspruch nimmt. Bessere Resultate liefert in solchen Fällen die unter den nassen Proben zu erwähnende Schwefelsäureprobe. Wird reiner Bleiglanz nach der Röstprobe untersucht, so erhält man gewöhnlich nicht über 70% Blei. An fremden Schwefelungen reiche Bleisteine geben nach diesem Verfahren richtigere Resultate, als nach den früheren Methoden.

Kommt das als Deckmittel angewandte Kochsalz mit dem Röstgute in Berührung, so kann dasselbe eine unerwünschte Wirkung auf dessen Bestandtheile ausüben.

Nach PLATTNER[1]) wird freies $\dot{Pb}$ und $\dot{Zn}$ von $NaCl$ nicht verändert. $\dot{Pb}\,\dddot{S}$ schmilzt damit bei Dunkelrothgluth zu einer klaren Flüssigkeit und gibt Dämpfe von $Pb\,Cl$, welche sich bei zunehmender Hitze vermehren und um so bedeutender sind, je stärker der Luftzug ist. $\dot{Zn}\,\dddot{S}$ verhält sich wie $\dot{Pb}\,\dddot{S}$. $\dddot{\bar{Sb}}$ und $\ddot{\dddot{\bar{Sb}}}$ mit $Na\,Cl$ zur schwachen Rothgluth erhitzt, geben Dämpfe von Chlorantimon in nicht bedeutender Menge. $\dot{Cu}\,\dddot{S}$ schmilzt bei Dunkelrothgluth zu einer undurchsichtigen Masse von $Cu\,Cl$ und $\dot{Na}\,\dddot{S}$, ersteres wird bei Zutritt von Luft dampfförmig, jedoch schon bei schwacher Rothglühhitze unter Entwickelung von $Cl$ in $\bar{Cu}\,Cl$ umgeändert, welches etwas weniger flüchtig ist.

Auf den Communion-Unterharzer Hütten[2]) bei Goslar werden die bereits 3mal im Grossen abgerösteten **Beispiel.**

---

1) B. u. h. Ztg. 1854, S. 126.

2) KERL, Rammelsberger Hüttenprozesse, Clausthal 1861. S. 15; Anhang S. 7.

[redacted]



Rammelsberger Bleierze (Bleiglanz, Schwefel-, Kupfer- und Arsenkies, Zinkblende, Schwefelantimon, Schwerspath, Quarz, Kalkspath etc.) mit 6—7% Blei, ferner Bleischlacken nach dieser Methode probirt. 2 Probircentner à 3,75 Gramm bereits im Grossen 3mal geröstetes Erz werden im Muffelofen in einem mit Kreide ausgestrichenen Scherben anfangs bei schwacher Rothgluth erhitzt, nach 10—15 Minuten aus dem Ofen genommen, dann wieder 10—15 Minuten unter öfterem Umdrehen des Scherbens bei mässiger Temperatur mit dem Hute geröstet. Dann nimmt man die Probe abermals aus dem Ofen, lässt sie erkalten, reibt sie im Achatmörser auf und röstet wieder ½ Stunde, worauf dieselbe aus dem Ofen genommen, in noch glühendem Zustande mit Unschlitt versehen und wieder in starke Rothgluth gebracht wird. Das Aufreiben und Abbrennen mit Unschlitt wird mehrmals wiederholt und, nachdem die Probe noch 2 Stunden fortwährend einer starken Rothgluth bei Schliessung der Muffelmündung ausgesetzt worden und wenn sich keine schwefligsauern Dämpfe mehr entwickeln, die Röstung als beendigt angesehen. Dieselbe dauert je nach der mehr oder weniger vollständigen Röstung der Erze im Grossen bis 12 Stunden, gewöhnlich 6—8 Stunden. Das Röstgut wird dann auf der Wage getheilt, jeder Theil mit dem 3—4fachen schwarzen Fluss, 1 Löffelchen voll Borax und 1 Löffelchen voll Glas in einem hohen Bleischerben (B. I, S. 133; Taf. I, Fig. 26, b) gemengt, mit Kochsalz bedeckt und in einem Holzkohlenmuffelofen nach dem Abflammen ½ Stunde geschmolzen. Schlackenproben lässt man etwas länger stehen.

In Schemnitz beschickt man 1 Ctr. geröstetes Mehl mit 2 Ctr. schwarzem Fluss (1¾ Salpeter und 2 Weinstein), und 6—8 Pfd. Borax, und gibt eine Kochsalzdecke.

Allgemeines. 4) Erze und Producte mit sehr geringem Metallgehalte und vorwiegendem Gehalte an Erden. Für derartige Substanzen, z. B. Aufbereitungsabgänge, Fluthafter etc. gibt der trockene Weg meist ungenügende Resultate, und der nasse Weg hat auch seine grossen Schwierigkeiten. Folgende Methoden kommen wohl zur Anwendung:

Probirmethoden. a) 2 Ctr. Probirgut werden mit dem 3—4fachen Potasche und einem Löffelchen voll Borax in einem hohen Bleischerben

(Bd. I, Taf. I, Fig. 26, b) gemengt, 30—50 Pfd. feinzertheiltes Silber darüber gestreut, eine Kochsalzdecke gegeben und nach Art einer Potaschenprobe geschmolzen, wobei man nur die erste und letzte Hitze etwas länger dauern lässt. Das Mehrgewicht an Silber ergibt den Bleigehalt.

b) Durch Rechnung ermittelt man (z. B. auf dem Oberharze) den Bleigehalt von Fluthaftern auf die Weise, dass man denselben bei bekanntem Silber- und Bleigehalte des Schliegs, woraus der After entstanden ist, proportional seinem Silbergehalte, der sich hinreichend genau finden lässt, annimmt. Enthielt z. B. der Bleiglanzschlieg 70 Pfd. Blei und 12 Quint Silber im Centner und der davon erfolgte After $^1/_{12}$ Quint Silber, so würde dessen Bleigehalt $\frac{70}{12.12} = 0,5$ Pfd. betragen.

c) Nach Rivot werden Erze und Producte der genannten Art in der Weise probirt, dass man 100 Grm. Probemehl mit 100—150 Grm. Aetznatron und 150—250 Grm. calcinirter Soda in einem Thontiegel mengt und in das Gemenge ein hufeisenförmig gebogenes Eisenblech von etwa 1 Zoll Breite und $1^1/_2$ Lin. Dicke so einsteckt, dass dasselbe mit seinen beiden Enden auf dem Boden des Tiegels aufsteht, der gekrümmte Theil aber aus dem Tiegel ragt. Die Masse wird in einem Windofen in Fluss gebracht und sodann das Eisenblech so lange darin herum bewegt, bis sich keine Bleikügelchen mehr daran ansetzen.

### B. Oxydirte Erze und Producte.

Derartige Substanzen unterwirft man im Allgemeinen einem reducirenden Schmelzen mit schwarzem Fluss oder Potasche und Mehl bei einer Kochsalzdecke, und ist dabei nur zu berücksichtigen, ob man zur Abscheidung von mit Bleioxyd verbundenen Säuren ($\dot{\dot{\text{S}}}$, $\dot{\dot{\text{A}}}\text{s}$) einen Eisenzuschlag geben, oder bei strengflüssigen Substanzen (Schlacken, Herd) flussbefördernde und solvirende Mittel (Borax, Glas) zusetzen muss. Glas ist strengflüssiger als Borax. Danach lassen sich folgende Fälle unterscheiden: Allgemeines. Probirmethoden.

[redacted]



Reduc.-Schmelzen. 1) Schmelzen mit schwarzem Fluss. Glätte, Abstrich, Abzug, kohlensaures, phosphorsaures, wolframsaures, molybdänsaures und chromsaures Bleioxyd werden mit dem 3fachen schwarzen Fluss oder derselben Quantität eines Gemenges von 100 Potasche und 30 Mehl im Windofen nach dem Durchschlagen der Flamme 13—15 Min., im Muffelofen nach dem Abflammen 25—30 Min. geschmolzen, bis die Schlacke in vollen Fluss kommt.

Reduc. u. solv. Schmelzen. 2) Schmelzen mit schwarzem Fluss und Borax. Bleiischer Herd vom Abtreiben wird wie Glätte behandelt, nur gibt man zur Verschlackung der Kalkerde einen Zuschlag von einem Löffelchen voll Borax. Von bleireicheren Schlacken, wie Glätte- und Abstrichfrischschlacken wird 1 Ctr. mit 3 Theilen eines Gemenges von Potasche und Mehl, in welchem der Mehlzusatz verstärkt ist, und 15—20% Boraxglas bei einer Kochsalzdecke nach dem Abflammen $\frac{3}{4}$—1 Stunde unter der Muffel, im Windofen $\frac{1}{2}$—$\frac{3}{4}$ Stunden geschmolzen. Bleiärmere Schlacken, wie Bleierz- und Bleisteinschlacken, in Quantitäten von 2 Ctr. mit dem 3fachen Potasche und Mehl und bis 50 Pfd. Borax (und sind die Schlacken nicht schon strengflüssig, wohl aber basisch, auch Glas) beschickt, bedürfen nach dem Abflammen einer $\frac{3}{4}$—$1\frac{1}{2}$ stündigen starken Hitze je nach ihrer Strengflüssigkeit. Bei sehr armen, $\frac{1}{4}$—$\frac{1}{2}$ Pfd. Blei haltigen Schlacken fügt man zur Ansammlung des Bleies wohl 15 bis 20 Pfd. feinzertheiltes Silber zu und bestimmt den Bleigehalt aus dem Mehrgewicht desselben. Schwefelhaltige Schlacken werden entweder etwas abgeröstet oder erhalten einen Zuschlag von 5—10% Eisen.

Reduc., solv. u. präcip. Schmelzen. 3) Schmelzen mit schwarzem Fluss und Eisen. Ist das Bleioxyd an Schwefelsäure (Bleivitriol, geröstetes Bleierz und Bleistein, Gekrätz und Geschur, Bleirauch, manche Schlacken, Flammofenrückstände, Rückstände von der Schwefelsäureprobe) oder Arsensäure gebunden, so beschickt man die Probe mit dem 3—4fachen schwarzen Fluss oder einem Gemenge von Potasche und Mehl und 10—30% Eisen; Schlacken erfordern wohl noch einen Boraxzusatz neben einem Zuschlag von 5—10% Eisen.

### C. Bleilegirungen.

Dieselben lassen sich nur mit Hülfe des nassen Weges auf ihren Bleigehalt untersuchen, und kann dafür als docimastische Probe die später zu beschreibende Schwefelsäureprobe angewandt werden. Allgemeines.

## II. Quantitative Löthrohrproben.

PLATTNER[1]) gibt zur quantitativen Bestimmung des Bleigehaltes von Erzen, Hüttenproducten etc. mittelst des Löthrohres folgende Methoden an: PLATTNER's Löthrohrproben.

1) Präcipitirendes Schmelzen für reichere geschwefelte und oxydirte Erze und Producte. 1 Löthrohrprobircentner = 100 Milligramm (Bd. I, S. 145) geschwefeltes Probegut (Bleiglanz, Bleistein, Ofenbruch, unreine Schlacken etc.) wird zu unterst in einen in das Löthrohröfchen eingesetzten Thontiegel (Bd. I, Taf. II. Fig. 41 und 43, a) gethan, ein Stückchen Eisendraht von 30—50 Milligramm Gewicht darauf gelegt, das Ganze mit 300 Milligr. leichtflüssigem Fluss- und Reductionsmittel (10 kohlensaures Natron, 13 kohlensaures Kali, 5 Boraxglas und 5 trockenes Stärkemehl) überschüttet und eine Decke von etwa 600 Milligr. Kochsalz gegeben. Nachdem über den offenen Tiegel eine bei b durchbohrte Deckkohle c gelegt, gibt man mittelst des Löthrohrs eine allmälig gesteigerte, 4—5 Minuten lange Hitze und trennt, nachdem die Probe dabei in Fluss getreten und wieder erkaltet ist, das ausgeschiedene Bleikorn von Schlacke und Eisen. Schwefelkupfer geht bei diesem Verfahren in die Schlacke. Bei einem geringen Bleigehalte (von 1—10%) der Probe, namentlich wenn sie Schwefelkies, Arsenikkies, Zinkblende etc. enthält, setzt man zur Beschickung 50—80 Milligr. Feinsilber und berechnet dessen demnächstiges Mehrgewicht als Blei. Selenverbindungen werden wie geschwefelte Bleiverbindungen behandelt. Niederschlagsprobe.

Von oxydirten Verbindungen (Glätte, Abstrich, Herd, reinen Schlacken, schwefelsaurem, chromsaurem, kohlensaurem Bleioxyd etc.) vermengt man 1 Probircentner

---

1) PLATTNER's Probirkunst mit dem Löthrohre. 1853. S. 614, 616, 622. — KERL, Leitfaden bei qual. und quant. Löthrohr-Untersuchungen. 1862. S. 130.

[redacted]



mit 300 Milligramm des oben angegebenen Fluss- und Reductionsmittels und ausserdem noch mit 25—30 Milligr. Stärkemehl, setzt dazu 25—30 Milligr. Eisendraht, bedeckt das Ganze mit Kochsalz und verfährt, wie vorhin angegeben. Unter Umständen ist ein Zusatz von Feinsilber erforderlich. Bei einem Gehalte der Substanz an oxydirtem Kupfer wird dieses zuvor durch Erhitzen desselben mit 100 Milligr. Schwefel in einem Thontiegel geschwefelt.

**Röstreductionsprobe.**

2) Röstreductionsprobe. Dieselbe ist etwas umständlicher, als die vorige und wird besonders bei Substanzen angewandt, welche neben Schwefel noch viel Antimon, Arsen etc. beigemengt enthalten. Ein vorhandener Kupfergehalt scheidet sich bei dieser Probe im Blei mit aus und lässt sich bestimmen. Von geschwefelten Substanzen wird 1 Probircentner mit dem dreifachen Volumen Kohlenstaub oder 20 bis 30 Milligr. Graphit und bei leichtschmelzigen Verbindungen noch mit 50 Milligr. Eisenoxyd gemengt und in einem mit Röthel ausgestrichenen und in das Probiröfchen (Bd. I, Taf. II, Fig. 40, 43, b) eingesetzten Thonschälchen a ausgebreitet. Man bringt das Röstgut mittelst des Löthrohrs allmälig ins Glühen und hält die Temperatur längere Zeit so, dass kein Zusammensintern des Röstgutes stattfindet. Entweichen keine Geruch verbreitende Dämpfe mehr, hat die Probe ein mattes, erdiges Ansehen angenommen und ist die Kohle verbrannt, so thut man die Probe in einen Achatmörser, reibt sie auf, versetzt sie abermals mit Kohlenstaub und röstet zum zweiten, selten zum dritten Male bei gesteigerter Temperatur. Das Röstgut wird sodann mit 100 Milligr. Soda und je nach seinem Gehalt an fremden Oxyden mit 25—50 Milligr. Boraxglas gemengt und in einen Sodapapiercylinder gethan. Diesen drückt man in einen mit Kohle ausgefütterten Thontiegel (Bd. I, Taf. II Fig. 42), füllt die Zwischenräume mit Kohlenstaub, deckt einen Röstscherben auf den Tiegel und erhitzt denselben im Kohlenhalter bei aufgesetzter Deckkohle 5—8 Minuten bei allmälig steigender Hitze, ohne dass sich an der Deckkohle ein gelber Bleibeschlag bildet. Hat sich beim Aufschlagen des erkalteten Tiegels das Blei nicht in einem Korn angesammelt, so muss ein Schlämmen der Schlacken vorgenommen werden. Im

Blei vorhandenes Kupfer wird durch Verschlacken des ersteren mittelst verglaster Borsäure auf Kohle in der Oxydationsflamme abgeschieden.

Oxydirte Substanzen, welche diesem Verfahren unterworfen werden sollen, bedürfen keiner vorherigen Röstung; gesäuerte, namentlich schwefelsaure Verbindungen müssen zuvor mit Kohle abgeröstet werden.

WEBSKY[1]) fällt das Blei aus seinen Lösungen mittelst Ammoniak und Schwefelammonium als Schwefelblei, bindet durch Behandlung desselben mit salpetersaurem Silberoxyd den Schwefel an Silber und scheidet aus dem Schwefelsilber durch Ansieden mit Borax und Blei und Abtreiben das Silber ab. Der Theorie nach entspricht dann 1 Atom Silber 1 Atom Blei oder 100 Silber 95,92 Blei; genauer rechnet man mit dem empyrischen Werthe 100 Silber zu 100 Blei, weil frisch gefälltes Schwefelsilber von dem gebildeten salpetersauren Bleioxyd zum Theil wieder umgeändert wird. WEBSKY's Proben.

## B. Bleiproben auf nassem Wege.

Dieselben zerfallen in Gewichts- und massanalytische Proben. Classification.

### I. Gewichtsproben.

Hierher gehört hauptsächlich die auf Hüttenwerken für bleiische Legirungen (Werkblei, Hartblei, Kiehnstöcke, Darrlinge etc.), so wie für Erze und Producte, welche sehr reich an fremden Schwefelungen sind, übliche Schwefelsäureprobe, bei welcher der nasse Weg mit dem trocknen combinirt wird. Schwefelsäureprobe.

a) Bleilegirungen erhitzt man zunächst mit Salpetersäure und dampft, wenn vollständige Lösung eingetreten ist, mit etwas Schwefelsäure zur Trockne. Hat sich beim Behandeln mit Salpetersäure ein beim Verdünnen mit Wasser nicht verschwindender weisser Rückstand ($\ddot{S}n$, $\ddot{S}b$) gebildet, so filtrirt man zuvor und dampft alsdann das Filtrat mit

1) Bergwerksfr. Neue Folge. I. Bd. 1. Lief. S. 41. 1860. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 406.

etwas Schwefelsäure zur Trockne. In beiden Fällen wird die trockne Masse mit einigen Tropfen Schwefelsäure versetzt (um basische Salze löslich zu machen), mit heissem Wasser aufgeweicht, das ungelöst zurückbleibende schwefelsaure Bleioxyd auf ein Filter gebracht, ausgesüsst, getrocknet und mit schwarzem Fluss und Eisen (p. 22) auf metallisches Blei verschmolzen.

b) Erze der oben bezeichneten Art werden in feingepulvertem Zustande mit Schwefelsäure erhitzt, zur Trockne gedampft und die trockne Masse, wie oben angegeben ist, behandelt. Die Aufschliessung des Erzes geht gewöhnlich rascher von Statten, wenn man dasselbe kurze Zeit mit Salpetersäure oder Königswasser behandelt, die Lösung stark einengt und dann mit etwas Schwefelsäure zur Trockne dampft.

Auf diese Weise probirt man auf Okerhütte die Kupferbleisteine mit 2—3½ % Blei und 15—20 % Kupfer, sowie im Clausthaler Laboratorium die für Andreasberger Hütte angekauften fremdländischen kiesigen Erze.

## II. Volumetrische Proben.

Mängel. Diese Proben haben noch nicht diejenige Einfachheit und Vollkommenheit erreicht, dass sie statt der trocknen Probe beim Hüttenbetriebe einzuführen wären, namentlich erfordern sie die Abwesenheit von den Substanzen, welche meist mit Bleierzen oder bleiischen Producten vorkommen.

Nicht selten macht es Schwierigkeit, die Bleiverbindung in löslichen Zustand überzuführen. Bleiglanz gibt beim Behandeln mit concentrirter Salpetersäure schwefelsaures Bleioxyd, mit Königswasser dasselbe und Chlorblei, dagegen mit verdünnter Salpetersäure unter Abscheidung von Schwefel salpetersaures Bleioxyd. Schwefelsaures Bleioxyd lässt sich durch Kochen mit einer concentrirten Lösung von Chlorammonium und essigsaurem Ammoniak löslich machen, Chlorblei in viel heissem Wasser. Unter Zusatz von Alkali lassen sich feinzertheilter Bleiglanz, schwefelsaures Bleioxyd und Chlorblei durch Chlor oder Chlorkalk in Bleisuperoxyd überführen, eine zur volumetrischen Bestimmung zuweilen geeignete Form. Auch nach Mrazek's Methode lässt sich der Bleiglanz zerlegen.

1) Flores Domonte [1]) versetzt die Auflösung des Bleioxydes in Aetzkali mit einer titrirten Schwefelnatriumlösung so lange, bis das Blei als Schwefelblei ausgefällt ist. Die Herstellung einer alkalischen Bleilösung ist oft umständlich (z. B. bei Bleiglanz), das Blei muss schon von allen begleitenden Substanzen getrennt sein, das Absetzen des ausgefällten Pb S geht gewöhnlich nicht sehr rasch von Statten und das Reactionsende ist sehr trügerisch. Flores Domonte's Ve[rfahren]

2) Marguerite's [2]) Methode beruht auf der Thatsache, dass Bleioxyd aus alkalischer Lösung durch mineralisches Chamäleon ($\dot{K}\overline{\dddot{M}}n$) als $\ddot{P}b$ im Gemenge mit $\ddot{M}n$ ausgefällt wird. $3\,\dot{P}b + \overline{\dddot{M}}n = 3\,\ddot{P}b + 2\,\ddot{M}n$. Die Beendigung der Operation ergibt sich aus der grünen Färbung der Flüssigkeit von $\dot{K}\dddot{M}n$, welches aus Chamäleon durch das Kali unter Abgabe von Sauerstoff entsteht ($\dot{K}\overline{\dddot{M}}n + \dot{K} = 2\,\dot{K}\,\dddot{M}n + O$). Marguerite's Verfahren.

Diese Methode ist zwar etwas genauer als die vorige, hat aber mit derselben die oft schwierige Herstellung der alkalischen Bleilösung gemein und die Zersetzung der $\overline{\dddot{M}}n$ erfolgt nur langsam. Die alkalische Lösung stösst beim Kochen leicht und letzteres muss zur Erkennung des Reactionsendes wiederholt eingestellt werden, was die Probe langwierig macht.

3) Streng [3]) verwandelt das Blei in seiner Lösung durch Kochen mit Chlorkalklösung in Superoxyd, wäscht dieses aus, reducirt mit einer gemessenen überschüssigen Lösung von Zinnchlorür ($\dot{S}n + \ddot{P}b = \ddot{S}n + \dot{P}b$) und bestimmt den Rest der letzteren mit titrirter Lösung von saurem chromsauren Kali, aus welchem bei vorhandener freier Salzsäure Chromsäure freigemacht wird ($3\,\dot{S}n + 2\,\dddot{C}r = 3\,\ddot{S}n + \overline{\dddot{C}}r$). Das Reactionsende wird durch einen Zusatz Streng's Methode.

1) Erdm., J. f. pr. Ch. Bd. 38. S. 306. Polyt. Centr. Bd. 8. S. 469. Schwarz, Massanalyse 1853. S. 86.

2) Schwarz c. l. 1853. S. 87.

3) Poggend. Ann. Bd. 92. S. 57. — Mohr, Lehrb. der Titrirmeth. 1859. I. 250. Erste Auflage (in der zweiten Auflage vom Jahre 1862 weggeblieben).

[redacted]



von Jodkaliumlösung und Stärkekleister an der Bläuung des letzteren durch ausgeschiedenes Jod erkannt. Aus dem Jodkalium wird nämlich Jodwasserstoffsäure in Freiheit gesetzt, welche von der Chromsäure so lange unzerlegt bleibt, als noch ein leichter oxydirbarer Körper ($\dot{Sn}$) vorhanden ist. Sobald das $\dot{Sn}$ völlig in $\ddot{Sn}$ übergegangen, oxydirt die Chromsäure den Wasserstoff des Jodwasserstoffs und das frei gewordene Jod bläut die Stärke.

Die Genauigkeit dieser Methode wird dadurch wesentlich beeinträchtigt, dass die Stärkelösung reducirend auf das chromsaure Kali[1]) und ein Luftgehalt der Lösung oxydirend auf das Zinnchlorür wirkt[2]); auch variiren die Reactionen bei verschiedener Verdünnung der Probelösung.[3])

Zu sicherern und zufriedenstellenden Resultaten gelangt man, wenn das Bleisuperoxyd zu einer Mischung von Schwefelsäure mit titrirter Kleesäure oder zu titrirter Eisenchlorürlösung gethan und dann die vom Superoxyd nicht oxydirte rückständige Kleesäure oder Eisenchlorürlösung mit Chamäleonlösung titrirt wird. Durch die Differenz ergibt sich die vom Bleisuperoxyd oxydirte Menge Kleesäure oder Eisenchlorür und daraus der Bleigehalt.

Diese Probe ist einer allgemeineren Anwendung fähig, indem ausser dem Blei nur wenig andere Metalle durch Chlorkalk in Superoxyd verwandelt werden.

Schwarz' Verfahren.

4) Schwarz[4]) fällt das Blei aus seinen Lösungen als $\dot{Pb}\,\dddot{Cr}$ aus, trägt dieses in eine stark angesäuerte Auflösung von Eisenchlorür von bestimmtem Gehalte ein, wobei durch die $\dddot{Cr}$ ein Theil des Eisens höher oxydirt wird. Mittelst einer titrirten Chamäleonlösung bestimmt man die Menge des nicht höher oxydirten Eisens, ermittelt daraus die Menge

1) Mohr, Titrirmeth. 1859. I. 257, 368.

2) Pogg., Ann. Bd. 96. S. 332; Erdm. J. f. pr. Chem. Bd. 67. S. 186.

3) Ann. d. Chem. u. Pharm. Bd. 96. S. 129.

4) Schwarz, Massanalyse. S. 127. — Ann. der Chem. u. Pharm. Bd. 84. S. 84; Dingl., polyt. J. Bd. 127. S. 55; Polyt. Centr. 1853. S. 305. Bergwerksfreund Bd. 16. S. 442.

des höher oxydirten Eisens, woraus sich dann der Gehalt an $\ddot{C}r$ und daraus wieder der Gehalt an Pb finden lässt.

Nach MOHR[1]) findet die Zersetzung des chromsauren Bleioxydes durch Eisenoxydullösung nicht sehr rasch statt, auch tauschen gleiche Atome salpetersaures Bleioxyd und chromsaures Kali ihre Bestandtheile nicht völlig aus, indem, im Widerspruche mit SCHWARZ und FRESENIUS[2]), über dem beim Zusammenmischen entstehenden Niederschlage eine gelbe Flüssigkeit sich bildet. Dadurch wird die Richtigkeit des Resultates beeinträchtigt.

5) MRAZEK[3]) verwandelt das Blei in der bleihaltigen Substanz in neutrales salpetersaures Bleioxyd und fällt das Blei durch eine titrirte Lösung von chromsaurem Kali. Um den Punkt zu erkennen, wo die Fällung beendigt ist, setzt man vor dem Versuche eine geringe Menge neutrales salpetersaures Kupferoxyd zur Flüssigkeit, welches, nachdem das Blei zuerst ausgefällt ist, durch das chromsaure Kali in braunrothes chromsaures Kupferoxyd verwandelt wird. Soll dieser Niederschlag mit der bezeichneten und nicht mit einer hellern, dem chromsauren Bleioxyd ähnlichen Farbe entstehen, so muss die Lösung ein bestimmtes specifisches Gewicht (von 14—15° B.) haben, welches durch einen Zusatz von Salpeterlösung hervorgebracht wird. Schwefelfreie Substanzen löst man direct in Salpetersäure, schwefelhaltige schmilzt man zuvor, was indessen umständlich ist, mit dem dreifachen Salpeter und eben so viel Potasche in einem eisernen Tiegel, laugt die geschmolzene Masse aus und behandelt den Rückstand mit Salpetersäure. MRAZEK's Verfahren.

Es hat seine Schwierigkeiten, das Reactionsende durch Entstehung des geringen dunkeln Niederschlages in einem schon intensiv gefärbten Niederschlage zu erkennen.

6) Nach HEMPEL[4]) bringt man 1 Gramm der Substanz in salpetersaure Lösung, thut dieselbe in ein 300 C. C. haltendes Glas, fügt einen Tropfen Lackmustinctur und titrirte Klee- HEMPEL's Methode.

1) MOHR, c. l. S. 199, 107, 110.
2) FRESENIUS, quant. Analyse. 3. Aufl. S. 183.
3) Oest. Ztschr. für Berg- und Hüttenwesen 1854. S. 202.
4) MOHR, c. l. I, 197; II, 106, 110. (2. Aufl. v. J. 1862, S. 175.)

säurelösung, wovon 1 C. C. 0,10357 Gramm Blei entspricht, hinzu, so lange noch ein deutlicher weisser Niederschlag von kleesaurem Bleioxyd entsteht. Hierauf tröpfelt man zur möglichst vollständigen Ausfällung des Bleies Ammoniak bis zur lichten Bläuung des Lackmusses hinzu, notirt die zugelassene Menge Kleesäure, füllt das Glas bis zur Marke 300, lässt etwa eine halbe Stunde absetzen, zieht 100 C. C. von der klaren Flüssigkeit mit der Pipette heraus und bestimmt nach vorherigem Zusatz von Schwefelsäure die überschüssige Kleesäure mittelst Chamäleonlösung, von welcher letzteren 1 C. C. 0,1852 C. C. Normalkleesäure entspricht. Man multiplicirt die verbrauchte Chamäleonmenge mit 3, reducirt das Product auf Normalkleesäure, zieht diese von der ursprünglich angewandten Kleesäure ab, findet dann aus der Differenz die zur Fällung des Bleioxyds angewandte Menge und daraus den Bleigehalt.

Diese Methode gibt ziemlich genaue Resultate; wegen geringer Löslichkeit des kleesauren Bleioxydes erhält man aber immer ein kleines Deficit an Blei. Man bestimmt dabei das Blei nicht selbst, sondern einen andern mitgefällten Körper, die Kleesäure, und das kleesaure Bleioxyd reisst immer salpetersaures Bleioxyd mit nieder. Dieses Verfahren lässt sich zur Vermeidung von Fehlerquellen dahin modificiren, dass man das gefällte oxalsaure Bleioxyd abfiltrirt, durch Schwefelsäure die Oxalsäure abscheidet und letztere mit Chamäleon titrirt. Diese Probe ist bei Anwesenheit von Substanzen nicht anwendbar, welche durch Kleesäure gefällt werden.

MOHR's Methode.

7) Methode von F. MOHR.[1]) Man bringt die Substanz in salpetersaure Lösung, fällt das Blei, was sehr vollständig gelingt, durch Ammoniak und kohlensaures Ammoniak aus, filtrirt, wäscht aus und löst das Bleisalz in einem Ueberschusse von gemessener titrirter Salpetersäure, wovon 1 C. C. 0,10357 Gramm Blei entspricht, auf. Nachdem ein Tropfen Lackmustinctur hinzugefügt, setzt man titrirte Kalilösung oder Lösung von normalem kohlensauren Natron bis zur Umwandlung der rothen Farbe in Violett zu. Man

1) MOHR, c. l. 2. Aufl. v. J. 1862. S. 103.

findet dadurch die freie Salpetersäure und daraus die zur Lösung des kohlensauren Bleioxydes verwandte, woraus sich der Bleigehalt berechnen lässt. — Hat sich beim Auflösen der Substanz, z. B. des Bleiglanzes, schwefelsaures Bleioxyd gebildet, so fügt man kohlensaures und reines Ammoniak im Ueberschuss hinzu und stellt unter öfterem Umschütteln längere Zeit warm. Dann wird das gebildete kohlensaure Bleioxyd filtrirt, ausgesüsst und durch titrirte Salpetersäure wie oben aufgelöst.

Gibt gleich diese Methode bei reinen Bleiverbindungen gute Resultate, so kann sie doch nur eine beschränkte Anwendung für Erze, Hüttenproducte etc. finden, welche durch kohlensaures Ammoniak aus ihrer Lösung ebenfalls ausfällbare Erden oder Metalloxyde enthalten, z. B. kalkiger, eisenhaltiger (eisenspäthiger, schwefelkiesiger, kupferkiesiger) Bleiglanz, Bleistein etc. Ein blendiger, kieseliger, schwerspäthiger, mangan- und magnesiahaltiger Bleiglanz würde sich nach diesem Verfahren untersuchen lassen, ferner ein zink-, kupfer- und nickelhaltiges Werkblei.

In der Praxis bedient man sich am häufigsten der Methode von Hempel und der bei der Streng'schen Probe angegebenen Modification, Behandlung des Bleisuperoxyds mit Eisenchlorür oder einem Gemisch von Klee- und Schwefelsäure und Titriren mit Chamäleon.

§. 3. Bleigewinnungsmethoden. Die Gewinnung des Bleies[1]) geschieht in Herd-, Schacht- und Flammöfen durch combinirte Oxydations- und Reductionsprozesse oder vermittelst reducirender und präcipitirender Schmelzprozesse allein, mehr oder weniger in Verbindung mit solvirenden Prozessen. Die Auswahl der einen oder anderen Zugutemachungsmethode richtet sich eines Theils nach dem Preise und der Qualität der Schmelzmaterialien, namentlich des Brennmaterials, hauptsächlich aber nach der Beschaffen- Auswahl derselben.

1) Du Plomb, de son état dans la nature, de son exploitation, de sa métallurgie et de son emploi dans les arts, par Landrin. Paris 1857. (B. und h. Ztg. 1857, S. 332). — Métallurgie du Plomb et de l'Argent, par Rivot. Paris 1860. — Rudimentary treatise on the Metallurgy of Silver and Lead, by Lamborn. London 1861.

heit der Erze, ob dieselben, wie meist, im geschwefelten oder im oxydirten Zustande vorkommen, ob sie frei von fremden Schwefelungen und erdigen Bestandtheilen sind, oder ob sie mehr oder weniger davon enthalten, ob sie silberreich oder silberarm sind u. dgl. metallurgische Traditionen, industrielle und commercielle Gewohnheiten der verschiedenen Länder stehen oft der Einführung rationeller Bleigewinnungsmethoden entgegen.

**Wirkung fremder Beimengungen.**

Den Bleierzen beigemengte fremde Schwefelungen und metallische Fossilien veranlassen

a) einen Bleiverlust durch Begünstigung der Ofenbruchbildung (Zink-, Arsen-, Antimonschwefelungen), durch mehr Brennmaterial und mehr Zuschläge veranlassende Strengflüssigkeit (Zinkblende), durch Bildung schwefelhaltiger Schlacken (Skumnas), welche nutzbare Metalle, wie Silber, Kupfer etc. zurückhalten (Zinkblende), durch Hervorbringen von Sinterungen beim Rösten (Schwefelantimon bei Flammofenprozessen) etc.;

b) eine Verunreinigung des Bleies (Antimon-, Arsen-, Kupferverbindungen);

c) eine Verunreinigung des Bleies und einen Bleiverlust durch Verflüchtigung zugleich (Antimon-, Arsenverbindungen);

d) eine günstige Wirkung, z. B. ein Silbergehalt im Bleiglanz, Spatheisenstein und Schwefelkies nach der Röstung bei der Röstreductionsarbeit, während letzterer bei der Niederschlagsarbeit ungünstig wirkt. Da in den meisten Bleierzen ein mit Vortheil auszuziehender Silbergehalt vorkommt, so ist in solchen Fällen die Blei- und Silbergewinnung nicht von einander zu trennen und muss sich erstere zuweilen nach letzterer richten und umgekehrt, wie aus spätern Betrachtungen noch weiter hervorgehen wird.

Erdige Bestandtheile, je nachdem sie basischer oder saurer Natur sind, sind der Schlackenbildung wegen bald nothwendig, bald wirken sie auch sonst günstig (Kalk bei der Flammofenarbeit), bald sind sie absolut schädlich (Kieselsäure beim Flammofenschmelzen).

**Aufbereitung der Erze.**

Es ist deshalb ungemein wichtig, schon bei der Aufbereitung auf die Wirkungsweise der fremden Beimengungen beim

Hüttenprozesse Rücksicht zu nehmen und danach die mechanische Reinigung der Erze mehr oder weniger weit zu treiben.

Je reicher die Erze zur Hütte geliefert werden, um so weniger Schmelzkosten und Bleiverluste entstehen zwar, aber um so grösser werden auch die Aufbereitungsverluste, namentlich wenn die Erze silberreicher sind und das Silber weniger als isomorphes Schwefelsilber, als in eingesprengten, meist specifisch leichteren Silbererzen enthalten. Man wird danach silberarme Bleiglanze durch Aufbereitung mehr von erdigen und metallischen Begleitern befreien, als silberreichere. Die Grenze der Anreicherung, bei welcher das in ökonomischer Hinsicht vortheilhafteste Ausbringen stattfindet, lässt sich nur durch umfangreiche, genau und schwierig auszuführende Versuche ermitteln und richtet sich jedesmal nach der sonstigen Beschaffenheit des Erzes und den Localverhältnissen. Rivot gibt in seinem „Traité de métallurgie, Tome II, Métallurgie du plomb et de l'argent. 1860 p. 4." Grundzüge zur Anstellung derartiger Versuche.

Von den metallischen Begleitern des Bleiglanzes lässt sich Kupferkies schwierig und nur mit beträchtlichen Blei- und Silberverlusten abscheiden, in Folge dessen man beim Verschmelzen des kupferkiesigen Bleiglanzes kupferhaltiges Blei und kupferhaltige Zwischenproducte erhält, welche, meist silberhaltig, durch besondere Prozesse auf diese Metalle zugutegemacht werden müssen (Oberharzer Niederschlagsarbeit).

Schwefelkies macht bei der Aufbereitung auch Schwierigkeiten, übt aber beim Schmelzen demnächst keinen schädlichen Einfluss aufs Product, ist meist nützlich (z. B. bei der Röstreductionsarbeit), zuweilen schädlich durch Vermehrung des Schwefelgehaltes in der Beschickung (Niederschlagsarbeit). Ist derselbe mit dem Bleiglanz innig verwachsen, so ist es nicht möglich, davon bei der Aufbereitung für den Flammofen geeignete Schliege zu erhalten, wohl aber, wenn der grösste Theil des Kieses durch Handscheidung und Klauben entfernt werden kann.

Fahlerz und Bournonit geben unreines Blei, begünstigen die Bleiverflüchtigung, können aber eine vortheilhafte Kupfergewinnung und ersteres eine Silbergewinnung

gestatten. Je silberreicheres Fahlerz vorhanden, um so weniger weit darf bei dessen geringem specifischen Gewichte die Aufbereitung ausgeführt werden. Es bilden sich beim Schmelzen antimon- und arsenhaltige Zwischenproducte, welche wegen ihrer Leichtflüssigkeit schwer rösten (Leche zur Andreasberger Silberhütte), die darin enthaltenen nutzbaren Metalle nur mit grösserem Verluste gewinnen lassen (Speisen) u. s. w.

Blende wirkt beim Schmelzprozess unter allen Umständen schädlich und lässt sich wegen ihres grossen specifischen Gewichtes nur unvollkommen abscheiden, so dass man nur bei silberärmeren Bleiglanzen die Aufbereitung weiter fortsetzt, weit weniger bei silberreicheren. Bleiglanze mit geringem Blendegehalt (10—12 %, höchstens 15%) lassen sich noch vortheilhaft in Flammöfen verarbeiten, bei mehr Blende muss das Verschmelzen in Schachtöfen geschehen und dann veranlasst die Blende immer grössere Silber- und Bleiverluste durch Verflüchtigung, durch Bildung von Ofenbrüchen, Erhöhung der Strengflüssigkeit von Schlacken und Steinen etc.

Schwefelantimon, oft dem Bleiglanz so innig beigemengt, dass eine Scheidung auf mechanischem Wege gar nicht möglich ist, veranlasst beim Schmelzen wegen seiner Flüchtigkeit Blei- und Silberverluste, erschwert die Verarbeitung der Zwischenproducte (z. B. des Werkbleies beim Abtreiben, der Leche beim Rösten) und verunreinigt das Hauptproduct. Sowohl bei Behandlung der Erze in Flammöfen, als in Schachtöfen bewirkt das Antimon Uebelstände. Aehnlich verhält sich Arsenikkies.

Von den erdigen Begleitern des Bleiglanzes lassen sich Kalk- und Flussspath, meist mit demselben weniger verwachsen, ohne grosse Metallverluste auf mechanischem Wege entfernen; auch sind sie bei den Schmelzprozessen häufig von günstiger Wirkung, müssen sogar oft, wenn sie im Erze fehlen, hinzugefügt werden (Englischer Bleiflammofenprozess).

Quarz, häufig mit dem Bleiglanz sehr innig verwachsen, sowie thonige Substanzen veranlassen um so mehr Metallverluste, je feiner das Erz zerkleint werden musste, und

lassen sich dann doch oft nicht soweit wegschaffen, dass sie beim Schmelzprozess unschädlich werden (Flammofenprozess).

Schwerspath, wegen seines grossen specifischen Gewichtes vom Bleiglanz schwer zu trennen, kann bei der Aufbereitung bedeutende Metallverluste herbeiführen, weshalb man die Erze gewöhnlich nicht so weit anreichern darf, dass sie zum Verschmelzen im Flammofen tauglich werden, es sei denn, dass der Schwerspath durch Handscheidung und Klaubarbeit abgeschieden werden kann. Bei 15% Schwerspath wird der Flammofenbetrieb schon schwierig. Beim Verschmelzen im Schachtofen ist der Schwerspath meist nicht schädlich, vermehrt aber das durchzuschmelzende taube Haufwerk und kann zu einer bald erwünschten, bald unerwünschten Lechbildung beitragen. —

Oxydirte Bleierze, in Begleitung von erdigen Substanzen, lassen sich ohne Schwierigkeiten aufbereiten (Commern, Stolberg), dagegen nur mit grösseren Verlusten, wenn solche Erze mit Bleiglanz zusammen vorkommen. Selten sind die oxydirten Bleierze so silberreich, dass ein namhafter mechanischer Silberverlust bei der Aufbereitung zu fürchten wäre; anders ist es, wenn z. B. silberhaltige Thone[1]) mit den Bleierzen vorkommen.

Classificat der Bleigewinnungsmethode

Die bekannt gewordenen hauptsächlichsten Bleigewinnungsmethoden lassen sich unter folgende Abtheilungen bringen:

*I. Abtheilung. Zugutemachung geschwefelter Bleierze.*

I. Theil. Flammofenarbeit, im Allgemeinen für bleireiche, an Erden, namentlich an Kieselerde, und an fremden Schwefelungen arme Erze (Röstreactionsprozesse), selten für kieselerdereichere Erze (Französische Niederschlagsarbeit) bei billigem Brennmaterial.

I. Abschnitt. Röstreactionsprozesse. Entfernung des Schwefels theils durch Röstung, theils durch Einwirkung der oxydirten Bestandtheile des Röstgutes auf die geschwefelten unter Ausscheidung von Blei.

1. Kapitel. Kärnthner Methode für sehr reine kie-

1) Bulletin de la société de l'industrie minérale III. 287.

selerdefreie Erze; Behandlung derselben in kleinen Posten in Flammöfen mit geneigtem Herde, auf dessen Sohle das sofort als Hauptproduct entstehende Blei fortwährend abfliesst, während ein geringerer Theil durch Einmengung von Kohle in die oxydreichen Rückstände erhalten wird. Bleiberg in Kärnthen, Holzappel, Graubündten, Spanien.

2. Kapitel. Englische Methode für bleireiche, kalkige Erze; Behandlung in grösseren Posten in Flammöfen mit einem Sumpfe unter Bildung von metallischem Blei Unterschwefelblei und Bleioxysulphuret, ersteres durch Abkühlung, letzteres durch Kalk und Kohle zu zersetzen. England, Spanien, Oberharzer Versuche.

3. Kapitel. Französische Methode für kiesige und etwas kieselige Erze; Behandlung in Flammöfen mit Sumpf unter Bildung von wenig Blei und viel Bleioxyd, durch Kohle zu reduciren. Poullaouen, Pezey, Corfali, Stolberg, Hütten an den Rhonemündungen, Toskana, Oberharzer Versuche.

II. Abschnitt. Vienner oder französische Niederschlagsarbeit, Zerlegung kieseliger Bleiglanze durch Eisen. Vienne, Poullaouen, Marseiller Hütten, Corfali, Toskana.

II. Theil. Herdofenarbeit, für sehr reine Bleiglanze bei theuerem Brennmaterial oder solchem von minderer Qualität besonders anwendbar; Reactionen ähnlich, wie beim englischen Flammofenprozess.

I. Abschnitt. Arbeit im nordamerikanischen Herd mit dem allerreinsten rohen Bleiglanz bei Anwendung von erhitzter Gebläseluft. Nordamerika, Versuche zu Bleiberg und Przibram.

II. Abschnitt. Arbeit im schottischen Bleiherd für in Flammöfen vorher geröstete, nicht ganz reine, aber kieselerdefreie Bleiglanze, bei Anwendung von kalter Gebläseluft. Cumberland, Northumberland, Durham, Pezey.

III. Theil. Schachtofenarbeit für Bleiglanze, welche wegen eines grösseren Gehaltes an fremden Schwefelungen

oder Erden, namentlich Kieselerde, weder für Flamm- noch Herdöfen passen, seltener für reinere Bleiglanze.

I. Abschnitt. Niederschlagsarbeit. Zerlegung ungerösteter, erdiger, von fremden Schwefelungen möglichst freier Bleiglanze durch metallisches Eisen (Oberharz, Victorfriedrichshütte, Joachimsthal), durch eisenhaltige Zuschläge, als Eisensteine (Ruszkberg), Eisenfrischschlacken (Kinzigthaler Hütte), gerösteten Rohstein (Sala), eisenreiche Bleisteinschlacken (Clausthaler Rastofenversuche), sowie durch solche Zuschläge und metallisches Eisen zugleich (Tarnowitz, Przibram, Münsterthal, Ems).

II. Abschnitt. Ordinäre Bleiarbeit für Bleiglanze mit grösserem Gehalt an fremden Schwefelungen, sowie mit mehr oder weniger Erden, selten für reinere, bloss erdige Bleierze (Commern, Stolberg). Rösten in Haufen (Unterharz, Müsen, Rothenbach), Stadeln (Fahlun, Rhonehütten) oder Flammöfen (Przibram, Freiberg, Commern, Stolberg, Niederungarn, Holzappel, Pontgibaud, Vialas, Rhonehütten, Toskana, Spanien), in letzteren entweder Staub-, Sinter- oder Schlackenrösten. Reducirendes und solvirendes Schmelzen in Schachtöfen ohne eisenhaltige Zuschläge, mit solchen allein oder bei gleichzeitigem Zusatz von metallischem Eisen je nach Beschaffenheit der Erze und dem Preise der Schmelzmaterialien.

1. Kapitel. Zugutemachung bleiarmer, sehr kiesiger Erze durch Rösten und reducirendes Schmelzen ohne eisenhaltige Zuschläge. Unterharz, Fahlun.

2. Kapitel. Zugutemachung bleireicherer, kiesiger und erdiger Erze durch Schmelzen im gerösteten Zustande mit eisenhaltigen Zuschlägen allein, als: lechhaltigen Erzen (Niederungarn), geröstetem Rohstein (Freiberg), Eisenstein (Vialas), Eisenfrischschlacken (Rhonehütten, Toskana, Spanien) oder mit gleichzeitigem Zusatz von metallischem Eisen (Przibram, Holzappel, Müsen, Rothenbach, Pontgibaud).

3. Kapitel. Zugutemachung bleireicherer erdiger Erze

durch Schmelzen im gerösteten Zustande mit Eisenstein (Commern) oder Eisenfrischschlacken (Stolberg).

*II. Abtheilung. Zugutemachung oxydirter Erze und Producte.*

I. Abschnitt. Oxydirte Erze.

1. Kapitel. Weissbleierz. Zugutemachung durch ein reducirendes Schmelzen von reichen Erzen in Flammöfen und von armen in Gebläseschachtöfen (Altaische Hütten, Münsterbusch bei Stolberg, südliches Spanien) oder in Zugschachtöfen (südliches Spanien).
2. Kapitel. Bleivitriol. Zugutemachung in Flammöfen (Poullaouen, Methoden von Rivot und Phillips und von Völckel) und Schachtöfen (südliches Frankreich).

II. Abschnitt. Oxydirte Hüttenproducte.

1. Kapitel. Glätte. Frischen in Flammöfen (England, Holzappel, Ems, Poullaouen), Schachtöfen (Oberharz, Unterharz, Freiberg, Przibram, Tarnowitz) und Herdöfen, und zwar im sibirischen (Barnaul, Freiberg, Fernezely) und schottischen Herd (Toskana, Pontgibaud, Pezey).
2. Kapitel. Abzug und Abstrich. Saigern des Abstrichs im Flammofen und Frischen auf Hartblei im Schachtofen (Oberharz, Unterharz, Przibram, Freiberg, Holzappel, Müsen etc.).
3. Kapitel. Bleiischer Herd. Schmelzen im Flammofen (Sibirien) und Schachtofen (Tarnowitz).
4. Kapitel. Bleischlacken. Verschmelzen im Flammofen auf Rohstein (Freiberg) oder im Schachtofen auf Blei (Tarnowitz, Hettstädt, Sardinien, Spanien).

III. Abschnitt. Raffination des Werk- und Frischbleies durch Abziehen des Bleidrecks (Oberharz, Unterharz), durch Umrühren mit Holzgenist (Flammofenblei in England, Frankreich etc.), Polen (Altenauer Hütte, Ramsbeck), Pattinsoniren (Altenau, Freiberg, Stolberg), oxydirendes Schmelzen im Zugflammofen (England, Stolberg, Rouet), oxydirendes

Schmelzen im Gebläseofen (Freiberg, Antonshütte), Schmelzen mit oxydirenden und solvirenden Zuschlägen (Methoden von Baker, Pontifex und Glassford).

---

# I. Abtheilung.

## Zugutemachung geschwefelter Erze und Hüttenproducte.

§. 4. Zugutemachungsmethoden. Die Darstellung des Bleies geschieht in Herdöfen, Schachtöfen und Flammöfen. Von erdigen Substanzen und geschwefelten fremden Metallen freie Bleiglanze, sowie solche, welche nur geringe Mengen Kalk, Schwerspath und Zinkblende enthalten, verarbeitet man zweckmässig in Herd- und Flammöfen, dagegen erdenreiche, namentlich kieselerdehaltige, sowie solche mit viel fremden Schwefelungen eignen sich nur für den Schachtofen, obgleich Localverhältnisse auch bei solchen Erzen zuweilen zur Anwendung eines Flammofens nöthigen können. Die Wahl eines Flamm- oder Herdofens bei reinen Bleiglanzen hängt hauptsächlich wieder von der Qualität und dem Preise des zu Gebote stehenden Brennmaterials ab, so dass man Herdöfen meist nur da findet, wo gute Steinkohlen zu theuer, Torf und Holz aber billiger zu haben sind. Classificati[on]

---

## I. Abschnitt.

### Bleigewinnung in Flammöfen.

§. 5. Allgemeines. Der Flammofenbetrieb [1]) ist sehr einfach, meist der ökonomischste und mit den geringsten Anwendbarkeit d[es] Flammofe[n]betriebes.

1) Theorie des Flammofenprozesses. Karsten, Arch. 1. R. VI, 110. — Ueber die Entschwefelung des Bleiglanzes. Ibid. VI, S. 128. Ann. d. min. 1833. Tom. II, p. 3. — Lampadius, Fortschritte. 1839. S. 55. Puvis, Theorie der Zugutemachung des Bleiglanzes in Flamm-

Metallverlusten verbundene Prozess, gestattet die Anwendung roher Brennmaterialien, veranlasst bei grosser Uebersichtlichkeit des Betriebes die Bildung nur geringer Rückstände, erfordert kein Gebläse und keine kostspieligen Schmelzzuschläge und lässt sich wegen Entbehrlichkeit der Wasserkraft an Orten einrichten, wo Schachtofenbetrieb nicht wohl geführt werden kann. Dagegen bedingt derselbe möglichst reine, namentlich kieselerdefreie oder doch sehr kieselerdearme Bleierze, während ein geringer Gehalt an Kalk, Schwerspath und Zinkblende weniger schädlich wirkt. Als Mängel des Flammofenschmelzens im Vergleich zum Schachtofenschmelzen sind zu bezeichnen: der Verlust des Kupfers bei kupferarmen Schliegen und eine starke Verunreinigung des Bleies durch Kupfer, dann die grösseren Schwierigkeiten bei Zugutemachung der Rückstände. Die verschiedenen Modificationen der Flammofenprozesse werden durch solche und andere Beimengungen, namentlich aber auch durch den grösseren oder geringeren Silbergehalt bedingt. Wenn gleich schon die geringsten Mengen Kieselerde im Bleiglanz bei dessen Verarbeitung im Flammofen (Kärnthner und englischer Flammofenprozess) einen Verlust an Metall, Brennmaterial und Zeit herbeiführen, so können doch Localverhältnisse selbst für kieselerdereichere Erze in ökonomischer Hinsicht den Flammofenbetrieb empfehlungswerth machen (Französischer Flammofenprozess).

assification. Die verschiedenen Flammofenprozesse lassen sich nach den dabei stattfindenden chemischen Reactionen unter Berücksichtigung der Qualität der Erze, wie folgt, classificiren.

A. Zerlegung des Bleiglanzes durch Röstreductionsprozesse.

1. Kärnthner Prozess für ganz reine silberarme Bleiglanze oder solche mit einem geringen Kalkgehalte.

2. Englischer Prozess für kalkreichere Bleiglanze mit

---

öfen. Karsten, Arch. 1, R. VI, 236. — Kerl, über die Zugutemachung der Bleierze in Flammöfen, B. u. h. Ztg. 1854. S. 165. — Phillips in: B. u. h. Ztg. 1859. S. 368. — Rivot, Métallurgie du Plomb et de l'Argent 1860. p. 32.

gewinnungswürdigem Silbergehalt und geringem Gehalte an Zinkblende und Schwerspath.

3. Französischer Prozess mit kiesigen, blendigen, erdenreicheren Erzen, welche mehr oder weniger Silber, aber höchstens 5% Kieselerde enthalten.

B. Zerlegung des Bleiglanzes durch Eisen.

Französische Niederschlagsarbeit oder Vienner Prozess für an Quarz oder thonigen Substanzen reiche Erze mit grösserem oder geringerem Silbergehalt.

---

# I. Theil.

## Zerlegung des Bleiglanzes durch Röstreactionsprozesse in Flammöfen.

§. 6. Theorie. Sämmtliche hierher gehörige Prozesse zerfallen in folgende drei Perioden:

1. Periode. Röstung. Der Bleiglanz wird bei mehr oder weniger rasch gesteigerter Temperatur längere oder kürzere Zeit geröstet, wobei derselbe mehr oder weniger in Bleioxyd und schwefelsaures Bleioxyd übergeht (I. 23), aber theilweise unzersetzt bleiben muss. Bei rasch gesteigerter höherer Temperatur bildet sich weniger Bleisulphat, als bei langsam steigender anhaltender Erhitzung. Die anzuwendende Temperatur und die Dauer der Röstung richten sich nach der Qualität des Erzes, namentlich, ob dasselbe Beimengungen enthält, welche mehr oder weniger leicht die Röstung und damit den ganzen Prozess beeinträchtigende Sinterungen herbeiführen. Röstung.

Ein reiner Bleiglanz gestattet eine niedrigere, mit geringeren Bleiverlusten durch Verflüchtigung verbundene Temperatur (Kärnthner Prozess), als kalkiger Bleiglanz (Englischer Prozess), während wieder ein kiesiger Bleiglanz bei ganz allmälig steigender, nicht zu hoher Temperatur geröstet werden muss (Französischer Prozess).

Quarz, Thon, überhaupt Silicate zeigen schon bei ¼–½ % Kieselerde ihren schädlichen Einfluss, indem sie schon bei beginnender Röstung eine leichtflüssige Schlacke Einfluss fremder Beimengungen.

bilden, welche das Röstgut firnissartig überzieht und die Erreichung des erforderlichen Röstgrades erschwert. Bei 5—6 % Kieselerde werden die Reactionen schon vollständig gestört, und zwar um so mehr, je inniger die Kieselerde mit dem Bleiglanz verwachsen ist.[1]) Auch scheint ein feines Korn der Schliege die Verschlackung zu begünstigen.

*Kalk* in nicht zu bedeutenden Mengen (bis 10—12 %) wirkt eher vortheilhaft, als ungünstig, sowohl bei der Röstung, indem er Strengflüssigkeit veranlasst, als besonders bei den folgenden Reactionen in der dritten Periode.

*Schwerspath* beeinträchtigt die Röstung nicht, desgleichen nicht *Flussspath*; *Zinkblende* begünstigt die Röstung, indem sie als Ansteifungsmittel dient und das Rösten lebhaft macht; das gebildete Zinkoxyd bildet mit etwa vorhandener Kieselerde ein strengflüssiges Silicat.

*Schwefelkies* trägt zur rascheren Umwandlung des Bleiglanzes in Oxyd und schwefelsaures Bleioxyd bei.

*Schwefelantimon* ist selbst in geringen Mengen von 2—3 % schädlich, indem dasselbe sowohl als Schwefelung, als auch im oxydischen Zustande das Röstgut zum Sintern bringt, bei seiner Flüchtigkeit Blei- und Silberverluste herbeiführt und ein antimonhaltiges Blei liefert. Schwefelantimon ist schädlicher als *Arsenkies*, indem derselbe keine Sinterungen erzeugt und das Antimon zum Blei verwandter ist, als Arsen, welches sich auch beim Rösten leichter verflüchtigt, dabei allerdings Metallverluste herbeiführt. *Fahlerz* wirkt wegen seines Gehaltes an Antimon, Arsen und Schwefel ähnlich wie Schwefelantimon, ausserdem erfolgt kupferhaltiges Blei.

*Kupferkies* beeinträchtigt die Röstung nicht, wirkt aber wegen seines Kupfergehaltes schädlich.

*Spatheisenstein* kann bei Anwesenheit von Kieselerde durch Bildung von leichtflüssigem Eisensilicat schädlich wirken, ist aber, in nicht zu grosser Menge, bei den folgenden Reactionen mehr nützlich, als schädlich.

---

1) Versuche zu Poullaouen und auf dem Oberharze über den Einfluss des Quarzes, Thonschiefers und Kalkes: Berg- u. hüttenm. Ztg. 1854. S. 193, 228. — Berthier's metallurg. analyt. Chemie, deutsch von Kersten II, 643.

Der erwähnte Einfluss obiger Beimengungen im Bleiglanz hat sich bei den auf Clausthaler Hütte [1]) abgeführten Flammofenschmelzversuchen geltend gemacht.

2. Periode. Erhitzen des Röstgutes zur Erzeugung von metallischem Blei durch Reaction der oxydirten Bestandtheile auf die geschwefelten. Reaction.

Wird das Röstgut unter öfterem Durcharbeiten bei wenig oxydirender Flamme rasch bis zur Kirschrothglühhitze gebracht, so wirken Bleioxyd und Bleisulphat so auf das Schwefelblei ein, dass metallisches Blei entsteht, wie sich durch Versuche im Kleinen erweisen lässt. [2]) Erfolgt kein Blei mehr, wenn die oxydirten Bestandtheile ihren Sauerstoff an den Schwefel des überschüssigen Bleiglanzes abgegeben haben, so beginnt man bei erniedrigter Temperatur von Neuem die Röstung und lässt das wieder gebildete Bleioxyd und schwefelsaure Bleioxyd auf noch vorhandenes Schwefelblei bei erhöhter Temperatur unter Durcharbeiten des Röstgutes so lange einwirken, bis das anfangs ausfliessende Blei wieder nachlässt. Dann wiederholt man die Röstung und Reaction der Bestandtheile des Röstgutes bei erhöhter Temperatur noch einige Mal, so lange noch Blei erfolgt und die Massen anfangen, flüssig zu werden. Je nach dem von der Beschaffenheit der Erze abhängigen Grade der Hauptröstung dauert diese Periode länger oder kürzer; die Menge des erfolgenden Bleies hängt von der Reinheit des Bleiglanzes und der mehr oder weniger sorgsamen Leitung der Arbeit ab. Wesentlich ist die Einhaltung der richtigen, nicht über Kirschrothglühhitze steigenden Temperatur während der Bleiabscheidung, deren Ueberschreitung ausser einer stärkeren Bleiverflüchtigung einen grösseren Rückhalt an Blei in den Schlacken (Rückständen) herbeiführt. Bleioxyd und schwefelsaures Bleioxyd setzen sich mit dem Bleiglanz nur bei einer gewissen niedrigen Temperatur zu metallischem Blei und schwefliger Säure um; bei höherer Temperatur bildet sich Bleioxysulphuret, welches auf

---

1) Kerl, Oberharzer Hüttenprozesse. 2. Aufl. 1860. S. 579. — B. u. h. Ztg. 1854. S. 201.

2) Plattner in: B. u. h. Ztg. 1854. S. 22.

[redacted]



den Bleiglanz nicht weiter zerlegend einwirkt. Da gegen Ende der zweiten Periode die Temperatur zur möglichst vollständigen Abscheidung des Bleies aus dem Röstgute, welches durch Ansammlung der fremden Bestandtheile aus dem Erze strengflüssiger geworden, bedeutend erhöht werden muss, so ist hierbei eine Bildung von Bleioxysulphuret nicht zu vermeiden, welches mit geschmolzenem unzersetzten Bleiglanz, Bleioxyd und Bleisulphat im Rückstande verbleibt. Auf die Menge des in den Rückständen verbleibenden Oxysulphuretes ist besonders die Qualität der dem Bleierze beigemengten Substanzen von Einfluss. Je länger die Reactionen fortgesetzt werden konnten, ohne dass die Massen in Fluss kamen, um so weniger Oxysulphuret entsteht (z. B. bei Anwesenheit von Blende, Schwefelkies, Spatheisenstein etc.) und danach muss sich die weitere Behandlung der Rückstände richten, um deren Bleigehalt möglichst auszuziehen.

**Einfluss der Beimengungen.**

Die dem Bleiglanz beigemengten fremden Stoffe können nun in dieser Periode günstig oder ungünstig wirken, und zwar Letzteres immer, wenn sie in grösserer Menge vorhanden sind, indem sie mechanisch die zur Hervorbringung der Reactionen erforderliche innige Berührung der oxydirten und geschwefelten Bestandtheile verhindern.

Kohlensaurer Kalk wirkt in geringen Mengen günstig, indem derselbe sowohl Bleiglanz, als schwefelsaures Bleioxyd zerlegt und dem Flüssigwerden der Massen entgegenwirkt, somit also die Reactionen befördert. Steigt der Kalkgehalt über 12 %, so kann derselbe durch seine mechanische Wirkung schädlich werden. Flussspath wirkt ähnlich, dient indessen wegen seiner Schmelzbarkeit weniger als Ansteifungsmittel, kann aber einen geringen Kieselerdegehalt durch Bildung von Fluorsilicium unschädlich machen. Flussspath gibt mit Schwerspath und schwefelsaurem Kalk leichtschmelzbare Verbindungen. Schwerspath in geringen Mengen verhält sich indifferent; steigt sein Gehalt auf 12 % und darüber, so wirkt er mechanisch den Reactionen entgegen und trägt zur Bildung einer grösseren Menge reicherer, nochmals zu verschmelzender Rückstände bei. Quarz, Thon und sonstige Silicate machen die Massen leicht-

flüssig, und schon 6 % davon, namentlich bei inniger Einmengung, verhindern die Reactionen fast vollständig. Zinkblende, beim Rösten grösstentheils in Zinkoxyd und schwefelsaures Zinkoxyd übergegangen, wirkt in geringen Mengen durch Ansteifung der Massen günstig, gestattet eine öftere Wiederholung der Röstreductionsprozesse und trägt dadurch zur Bildung armer Schlacken bei, verhindert aber, in grösseren Mengen (über 10—12 %) vorhanden, auf mechanischem Wege die Reactionen. Bleiglanze mit grösserem Blendegehalt (mit etwa 20—25 %) lassen sich für den Flammofenprozess zuweilen dadurch anwendbar machen, dass man durch Gattiren derselben mit reinen Bleiglanzen den Blendegehalt auf 12—15 % herabbringt. Schwefelkies, beim Rösten grösstentheils in Oxyd und schwefelsaures Eisenoxyd übergegangen, welches sich gegen Ende der zweiten Periode bei der gesteigerten Hitze auch in Eisenoxyd umwandelt, steift die schlackigen Massen etwas an und unzersetztes Schwefeleisen scheidet aus Bleioxyd Blei ab; in grösserer Menge vorhanden, beeinträchtigt der Schwefelkies die Reactionen und trägt zur Bleisteinbildung bei. Der Bleistein wird leichtflüssig, entzieht sich der Entbleiung und trägt zu Metallverlusten bei. Ein Arsengehalt im Schwefelkies wird zwar grossentheils schon in der Röstperiode und dann bei weiterer Behandlung der Schlacken verflüchtigt, liefert aber immer ein arsenhaltiges Blei und trägt zu grossen Verlusten an Blei und Silber durch Verflüchtigung bei. Von der noch schädlicheren Einwirkung eines Gehaltes an Schwefelantimon war bereits (S. 42.) die Rede. Kupferkies und Fahlerz veranlassen die Bildung unreinen Bleies, ersterer auch Steinbildung und kupferreiche Rückstände, aus denen bei weiterer Verarbeitung ein kupferreiches Blei erfolgt (Bleihütte zu Par in Cornwall).

Spatheisenstein, beim Rösten grossentheils in Eisenoxyd übergegangen, steift das Röstgut an und gestattet dadurch eine öftere Wiederholung der Röstreductionsprozesse, in Folge dessen eine sehr vollständige Zersetzung des Bleiglanzes erfolgt, so dass die bleiärmeren Rückstände wenig Oxysulphuret, meist nur oxydirtes und sulphatisirtes Blei enthalten. Bei einem grösseren Gehalt an Spatheisenstein wird die

Einwirkung der Bestandtheile des Röstgutes auf einander verhindert.

*Schwefelsilber* zerlegt sich schon bei sehr niedriger Temperatur und sammelt sich in den zuerst frei gewordenen Theilen Blei mehr an, als in den späteren. Da man bei den Flammofenprozessen das Blei aus den verschiedenen Perioden zusammen absticht, so kann der Silbergehalt in der ganzen Masse so gering sein, dass derselbe nicht mit Vortheil extrahirbar ist. Dagegen lässt sich nach FALLIZE[1]) ein Theil des Silbers durch Pattinsoniren gewinnen, wenn man die ersteren silberreicheren Bleimengen für sich absticht. Mit einem *Goldgehalte* im Bleiglanz verhält es sich ähnlich.

Ein Gehalt des Bleiglanzes an *kohlensaurem Bleioxyd* (Hütten in *Derbyshire*) veranlasst nicht nur eine wesentliche Abkürzung der Röstzeit, sondern bewirkt auch, dass schon zu Anfang der Reductionsperiode bei niedriger Temperatur das meiste Blei nach der Behandlung der Schlakken ausgebracht wird und letztere zum Flüssigwerden weniger geneigt sind. Bei je niedrigerer Temperatur das Blei dargestellt wird, um so geringer ist die Verflüchtigung und um so reiner dasselbe, weil die fremden Metalle eher oxydirt und verflüchtigt, als reducirt werden. Man muss darauf sehen, dass gleich bei der ersten Einwirkung des Oxydirten aufs Geschwefelte das meiste Blei ausgebracht wird, weil bei der höheren Temperatur in den späteren Stadien die Bleiverflüchtigung zunimmt.

**Sonstige Einflüsse auf den Prozess.**

Die Geschicklichkeit und Sorgfalt des Arbeiters ist hierbei von wesentlichem Einflusse; es hängt aber noch, ausser von abwesenden schädlichen Beimengungen, das Gelingen des Prozesses von dem richtigen Röstgrade, der Feuerung und der gehörigen Durcharbeitung der Masse und den richtigen *Ofendimensionen* wesentlich ab. Verändern sich dieselben und weichen sie auch nur wenig von den durch die Erfahrung sanctionirten ab, so lassen sich die Operationen und die Temperatur nicht mehr in erforderlicher Weise leiten, was einen Einfluss auf das Metallausbringen, die Bleiverflüchtigung, den Brennmaterialaufwand etc. hat.

Zum Rösten und Reduciren dient meist ein und derselbe

---

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 359.

Ofen, zuweilen werden aber auch zwei besondere Oefen angewendet (Par in Cornwall). Auch die eisernen Werkzeuge zum Durcharbeiten der Massen tragen zur Bleiproduction bei. Je höher die Temperatur steigt und je mehr die Massen flüssig werden, um so mehr Bleioxyd, Schwefelblei und Bleisulphat werden vom Eisen zerlegt, in Folge dessen durch Abnützung der Werkzeuge nicht unbedeutende Kosten entstehen.

Rückstandsarbeit.

3. Periode. Behandlung der Rückstände der Schlacken. Am Ende der zweiten Periode bleibt ein mehr oder weniger geschmolzenes Gemenge von Bleioxyd, schwefelsaurem Bleioxyd, kieselsaurem Bleioxyd (bei Anwesenheit von Kieselerde im Erze oder durch Aufnahme von Kieselsäure aus der Ofensohle gebildet), Bleioxysulphuret und Schwefelblei mit den mehr oder weniger veränderten fremden Beimengungen zurück. Da das Oxydische aufs Geschwefelte nur bei erweichtem, nicht bei flüssigem Zustande einwirkt, indem dann einerseits das Oxysulphuret unwirksam ist, anderentheils die freien Oxyde und Schwefelungen, für sich geschmolzen, nicht in hinreichender Berührung sind, so geben die Rückstände bei fortgesetzten Röstreactionsprozessen kein Blei mehr. Die Rückstände sind um so bleiärmer, je weiter letztere Prozesse bei reineren Bleiglanzen in niedriger Temperatur (Kärnthner Prozess) oder bei unreineren, ansteifende Bestandtheile (Zinkoxyd von Zinkblende, Eisenoxyd von Schwefelkies und Spatheisenstein) enthaltenden in höherer Temperatur, ohne Schmelzung hervorzubringen, getrieben werden konnten.

Danach enthalten die Rückstände mehr oxydische (Kärnthner und Französischer Prozess) oder mehr geschwefelte Bestandtheile (Englischer Prozess), und es bedarf zur noch theilweisen Ausscheidung ihres Bleigehaltes entweder reducirender (Kohle, Holz) oder kalkiger Zuschläge oder beider zugleich.

Wirkung der Zuschläge.

Die dritte Periode beginnt demnach damit, dass man bei gesteigerter Temperatur in die öfters umzuarbeitenden Rückstände zu wiederholten Malen Kohle oder Kalk, oder anfangs Kalk und später Kohle einmengt.

Die Kohle in Gestalt von mageren Steinkohlen, Holzkohlenklein, Holzknüppeln etc. reducirt das freie und im Oxysulphuret enthaltene Bleioxyd zu Blei und das Bleisulphat zu Schwefelblei, welches durch Einwirkung eines anderen

Theiles Bleioxyd entschwefelt wird.[1] Der poröse Zustand, in welchen die aufsteigenden reducirenden Gase die Masse versetzen, begünstigt die Reaction.

Man wiederholt das Einmengen von Holz, die plötzliche Erhöhung der Temperatur und das Durcharbeiten der Rückstände so oft, als noch Blei ausfliesst, und erhält auf diese Weise gewöhnlich bleiarme Schlacken, welche aber, da in ihnen das Blei meist als Schwefelblei vorhanden ist, bei einem grösseren Silbergehalt der Erze silberreich sind. Man wendet dieses Verfahren deshalb zweckmässig bei *silberarmen* Bleiglanzen an, wo dann die erfolgenden Schlacken so arm an Blei sein können, dass man sie nicht weiter in einem anderen Apparat zu verschmelzen braucht (*Kärnthen*), was bei einem grösseren, durch mehr fremde Beimengungen herbeigeführten Blei- oder Silbergehalt erforderlich wird (*Poullaouen*). Enthalten die Rückstände viel Zinkoxyd, so wird ein Theil Zink reducirt und verflüchtigt, wodurch Blei und Silber mit verflüchtigt werden.

*Gebrannter Kalk* in Pulverform empfiehlt sich als Zuschlag zu den Rückständen, wenn dieselben reicher an Schwefelblei, als an Oxyden sind. Derselbe wirkt theils mechanisch, indem er dem Flüssigwerden der Massen entgegenwirkt, diese auflockert und dadurch die Reaction des Geschwefelten auf das Oxydirte begünstigt, theils dadurch chemisch, dass schwefelsaures und kieselsaures Bleioxyd, sowie Schwefelblei davon zerlegt werden, letzteres jedoch nur bei Luftzutritt unter Bildung von Blei und schwefelsaurem Kalk. Ohne Luftzutritt wirkt Kalk wenig zersetzend auf Schwefelblei ein. Erhält man nach mehrmaligem Einmengen von Kalk, Steigern der Temperatur und Durcharbeiten der Masse kein Blei mehr, so werden die Schlacken ausgezogen. Dieselben enthalten mehr oder weniger Blei, sind aber sehr silberarm, weil sie hauptsächlich aus Oxyden, schwefelsauren und kieselsauren Salzen von Blei und Kalk bestehen, weshalb sich die Anwendung des Kalkes besonders bei silberreicheren Bleiglanzen empfiehlt, da es vortheilhafter ist, den grössten

1) Gay-Lussac, Zersetzung der schwefelsauren Metallsalze durch Kohle. Erdm., J. f. pr. Chem. XI. 65.

Theil des Silbers gleich im Blei in der zweiten Periode zu erhalten und weniger in den Schlacken zu lassen.

Sowohl bei silberarmen, als bei silberreichen Bleiglanzen ist danach zu streben, durch geschickte Arbeit möglichst wenig Schlacken zu erhalten; bei silberreichen Erzen muss zur Zerlegung der Rückstände Kalk angewandt werden, bei silberarmen aber Kalk oder Kohle, je nachdem die Rückstände mehr oxydische oder geschwefelte Bestandtheile enthalten, was wiederum von den Beimengungen im Erze und den danach entsprechend geleiteten beiden ersten Perioden abhängt.

Bei den Flammofenarbeiten erfolgen nachstehende Producte: **Producte von der Flammofenarbeit.**

1) Blei mit grösserem oder geringerem Silbergehalt und verschiedenem Grade der Reinheit. Gewöhnlich enthält dasselbe, selbst bei Abwesenheit von schädlichen Substanzen im Erz, eine kleine Quantität Erztheile mechanisch beigemengt, welche sich aus dem ausserhalb des Ofens befindlichen, stark abgekühlten Blei nicht oberflächlich ausscheiden können. Ausserdem hat dasselbe geringe Mengen Schwefel oder Unterschwefelblei oder sonstige Schwefelungen (Schwefeleisen aus Schwefelkies oder vom eisernen Gezäh gebildet) aufgenommen. Durch Umrühren des Bleies vor dem Erstarren mit Holzgenist werden diese Unreinigkeiten auf die Oberfläche gebracht und von hier abgeschäumt. Ein Kupfer-, Antimon- und Arsengehalt lässt sich aber auf diese Weise nicht entfernen, sondern es bedarf dazu einer Raffination des Bleies. Ist dasselbe silberarm, so geht es ohne Weiteres in den Handel (Kärnthner Blei); bei abscheidungswürdigem Silbergehalt wird es entweder gleich cupellirt (Poullaouen), oder zuvor pattinsonirt (England), nöthigenfalls auch vorher raffinirt. (Analysen von Flammofenblei siehe Bd. I. S. 696.) **Blei.**

2) Rückstände, variable Gemenge von Oxyden, Sulphaten, Silicaten und Schwefelungen, gemengt mit Kohle oder Kalk, je nachdem die eine oder andere dieser Substanzen zur Entbleiung angewandt. Bei geringem Bleigehalt werden sie entweder abgesetzt oder das mechanisch darin eingeschlossene Blei durch Zerkleinern und Waschen aus- **Rückstände.**

geschieden; bei grösserem Bleigehalte muss noch ein Verschmelzen derselben in Herdöfen, Schachtöfen, auch wohl in Flammöfen mit Eisen stattfinden. Beim letzteren findet eine grössere Bleiverflüchtigung statt und es treten leichter Störungen ein, als beim Schachtofenschmelzen. Das dabei erfolgende Schlacken- oder Krätzblei wird entweder nur raffinirt und ist Handelswaare, oder wird bei einem hinreichenden Silbergehalt dem Pattinsoniren unterworfen. (Analysen von Rückständen siehe Bd. I. S. 809.)

Rauch.

3) Rauch, welcher theilweise auf mechanischem Wege durch Fortreissen feiner, in Berührung mit den heissen Gasen in kohlensaures und schwefelsaures Bleioxyd übergehender Erztheile während des Chargirens und beim Rösten entsteht, theilweise durch Verflüchtigung von metallischem Blei in der zweiten Periode. Die Bleiverflüchtigung ist um so geringer, je mehr Blei sich zu Anfang der zweiten Periode bei noch nicht zu sehr gesteigerter Temperatur ausscheidet; in den spätern Perioden ist sie dann auch geringer, weil die zu behandelnden Massen bleiärmer geworden sind. Der Rauch besteht demnach im Wesentlichen aus Bleioxyd, kohlensaurem und schwefelsaurem Bleioxyd und nur wenig Schwefelblei mit mehr oder weniger Silber. Letzteres ist bei höherer Temperatur flüchtig, wird aber zu Anfang des Prozesses hauptsächlich mechanisch im Erzstaub mit übergerissen und geht dabei wohl in Berührung mit heisser Luft aus dem geschwefelten Zustand in den metallischen über.

Die Rauchbildung ist meist so beträchtlich, dass es sich in ökonomischer Hinsicht empfiehlt, den Rauch je nach der Grösse der Hüttenanlage in mehr oder weniger ausgedehnten Condensationsvorrichtungen (Bd. I. S. 553) aufzufangen. Derselbe wird dann zweckmässig mit Erzen verschmolzen, wobei in Folge seines bedeutenden Gehaltes an Bleioxydsalzen die Röstzeit beträchtlich abgekürzt werden kann (Poullaouen). Auch findet das Verschmelzen des Rauches wohl mit Rückständen in Schachtöfen statt, wo derselbe dann aber in Kalk oder Thon eingebunden werden muss, um zu grosse Metallverluste durch Reduction und Verflüchtigung von Blei in oberen Ofentheilen, so wie mechanisches Hin-

ausblasen aus dem Ofen zu vermeiden. (Analysen von Rauch siehe Bd. I. S. 804.)

4) **Flammofenherd**, die Thonsohle, mit mehr oder weniger geschwefeltem, oxydirtem und metallischem Blei imprägnirt und mit den Rückständen zusammen verschmolzen. Herd.

---

### Erstes Kapitel.

## Kärnthner Flammofenprozess.

§. 7. **Allgemeines.** Bei Ausführung dieses Prozesses ist man bestrebt, in möglichst niedriger Temperatur ein gutes Ausbringen von ausgezeichnet reinem Blei und wenig bleiarme, absetzbare Schlacken zu erzeugen, was aber nur mit sehr reinen Erzen, bei geringer Production und einem verhältnissmässig grossen Aufwand an Zeit, Brennmaterial und Arbeitslöhnen gelingt. Man hat demnach einen um so günstigeren Erfolg zu erwarten, je reiner die Erze und je billiger die Arbeitslöhne und Brennmaterialien (Holz) sind. Das Verfahren besteht darin, den Bleiglanz bei allmälig gesteigerter Temperatur in der ersten Periode so weit abzurösten, dass sich Bleioxyd und schwefelsaures Bleioxyd in hinreichender Menge erzeugen, um in der zweiten Periode bei gesteigerter Temperatur und unter öfterem Wenden des Röstgutes (Bleirühren) durch Einwirkung auf noch unzersetzten Bleiglanz den grössten Theil des Bleies auszuscheiden. $\dot{P}b + 2\dot{P}b = 3Pb + \ddot{S}$ und $\dot{P}b + \dot{P}b\dddot{S} = 2Pb + 2\ddot{S}$. Auch wird der Bleiglanz beim Rösten theilweise in Unterschwefelblei, $\dot{\bar{P}}b$, verwandelt, welches durch die gebildeten oxydischen Bestandtheile ebenfalls entbleit wird.[1]) Das bei der niedrigen Temperatur ausgeschiedene Blei (Jungfernblei) fliesst auf der geneigten Ofensohle, zur Verminderung der Bleiverluste durch Verflüchtigung, sofort aus dem Ofen und ist von grosser Reinheit. Durch fortwährendes Wenden des Röstgutes gibt man immer neuen Theilen Bleiglanz Veranlassung, sich zu oxydiren und durch Reaction des

Wesen des Prozesses.

1) Plattner in: B. u. h. Ztg. 1854. S. 22.

[redacted]



Oxydischen aufs Geschwefelte wird immer wieder von Neuem die Bleibildung eingeleitet. Dabei zerlegt sich der Bleiglanz immer mehr und mehr und es tritt nach einiger Zeit ein Punct ein, bei welchem das Röstgut grossentheils aus Bleioxyd und schwefelsaurem Bleioxyd mit geringen Mengen Bleioxysulphuret besteht, aus welchem Gemenge alsdann kein Blei mehr aussaigert. Damit beginnt die dritte Periode, das Bleipressen, das Umarbeiten der rückständigen, teigartigen Masse unter Einmengung von Kohle oder Holz bei erhöhter Temperatur. Hierbei werden freies und im Oxysulphuret enthaltenes Bleioxyd reducirt und das aus letzterem frei gewordene, sowie das aus schwefelsaurem Bleioxyd entstandene Schwefelblei wird durch das überschüssige Bleioxyd in metallisches Blei umgewandelt, so dass zuletzt nur eine verhältnissmässig geringe Menge bleiarmer absetzbarer Schlacken zurückbleibt. Bei silberreicherem Bleiglanz fallen die Schlacken wegen ihres Schwefelgehaltes zu silberreich aus (S. 48). Das bei höherer Temperatur erfolgte Pressblei ist weniger rein, als das Jungfernblei, weil sich etwa vorhandene fremde Metalloxyde in der höhern Temperatur dieser Periode mehr reduciren, als in der Rührperiode. Durch nochmaliges Umschmelzen im Flammofen bei möglichst niedriger Temperatur wird das Pressblei gereinigt.

**Erfordernisse des Prozesses.** Zur Ausführung des Prozesses mit ökonomisch günstigem Erfolge bedarf es folgender Erfordernisse:

1) Reiner Erze, welche einen geringen Gehalt an Kalk, Schwerspath und Blende enthalten können, aber möglichst frei von Kieselerde und Silicaten sein müssen. Schon $1/2$—$1/4$ % Quarz veranlassen einen grossen Verlust an Zeit, Brennmaterial und Metall wegen Beeinträchtigung der Röstung, können jedoch durch einen entsprechenden Kalkzuschlag (z. B. von 10 % Kalk, etwa dem 5fachen vom Quarz auf den Knappou'schen Werken bei Laibach) einigermassen beseitigt werden. Ueberall scheint ein geringer Kalkgehalt auch bei kieselerdefreien Erzen nach Zemlinsky[1])

1) Oester. Zeitschr. 1856. S. 254.

vortheilhaft auf das Ausbringen einzuwirken (S. 48). Eine grössere Menge fremder Substanzen, wenn sie auch bei den Reactionen nicht chemisch einwirken, verzögert die Vereinigung der Bleitropfen auf dem geneigten Flammofenherde, in Folge dessen dieselben länger im Ofen verweilen, verdampfen oder nach vorheriger Oxydation sich verschlacken. Die Erze müssen sehr silberarm sein, weil sonst zu silberreiche, nicht absetzbare Schlacken entstehen.

2) Der völligen Beherrschung der Temperatur. Eine solche ist nur möglich bei kleinen Chargen, also in Oefen von geringeren Dimensionen, und bei einer Lage des Rostes an der langen Seite des Herdes, so dass die Flamme letzteren fast gleichmässig bestreicht. Mit diesen kleinen Chargen steht eine verhältnissmässig geringe Bleiproduction, dagegen ein grösserer Aufwand an Brennmaterial, Zeit und Arbeitslöhnen in Verbindung. Nimmt man zur Erhöhung der Production die Chargen grösser, so werden die Schlacken reicher und das Bleiausbringen sinkt. Da die Reactionen in niedrigeren Temperaturen hervorgebracht werden, so erfolgt bei gutem Ausbringen ein sehr reines Blei. Die eigentliche Kärnthner Ofenconstruction entspricht den Anforderungen mehr, als die Graubündtner, wobei der Rost an der schmalen Seite liegt. Die Spanische Construction zeigt in Folge des als Brennmaterial nur zu Gebote stehenden Gesträuches wesentliche Abweichungen.

3) Des Holzes als Brennmaterial. Das Holz liegt locker auf dem Rost und es kann, was der Prozess in der Rührperiode erheischt, durch denselben überschüssige und mehr oder weniger stark erhitzte Luft zutreten und den Bleiglanz oxydiren, was bei Steinkohlenfeuerung weit weniger der Fall ist, weshalb man meist nur ersteres anwendet. Da man viel Holz verbrennt (auf 1 Thl. Erz etwa 1 Thl.), so rentirt der Prozess nur bei geringem Preise desselben. Wie bereits bemerkt, erfordert auf spanischen Hütten das nur als Brennmaterial anzuschaffende Strauchwerk eine eigenthümliche Ofenconstruction.

## §. 8. Beispiele für den Kärnthner Prozess.

Kärnthen.

### A. Schmelzprozess zu Bleiberg und Raibl in Kärnthen.[1])

Erze.

Der silberarme Bleiglanz[2]) findet sich in stockförmigen Massen im Dachsteinkalk mit Blende, Galmei, etwas Schwefelkies, Kalkspath, Flussspath und Schwerspath und den seltenen Mineralien Tungstein, Gelb- und Vanadinbleierz. Quarz und Silicate kommen nur in sehr geringen Mengen vor. Die Zinkblende ist silberreicher, als der Bleiglanz. Nach der Aufbereitung enthalten die Erze 65—72 % Blei und nur noch 8—10 % Gangarten, meist kohlensauren Kalk, wenig Blende und Schwerspath. Am reichsten sind die durch Setzarbeit gewonnenen Kernschliege, weniger reich die verwaschenen Producte, die Schlammschliege.

Oefen.

Die Schmelzöfen (Taf. I. Fig. 1—4) bedürfen zu ihrer Herstellung keines sehr feuerfesten Materials (rothen Sandstein); gewöhnlich liegen zwei Oefen mit einem gemeinschaftlichen Schornstein nebeneinander. *a* gemauerter Gurtenrost mit 0,12 M. weiten Zwischenräumen. *b* Sohle, mit 0,18 M. Neigung auf 1 M. und aus zwei 0,15 M. dicken Lagen bestehend, die untere aus festgestampftem Thon, die obere aus durch starkes Feuer zusammengefritteten Flammofenrückständen. *c* Eisenplatten zur Auflage des Gezähes.

---

1) v. Born's Bergbaukde. 1789. II, 80. — Karsten's metallurg. Reise. Halle 1821. S. 198. Ueber die Kärnthner Bleihütten: Reisen eines Ungenannten durch einige Theile vom mittäg. Deutschland. Erfurt 1795. — Boulanger, über die Schmelzprozesse in Bleiberg. Ann. d. min. 3. sér. VII, 167. — Lampadius Hüttenkde. II. Th. 2. Bd. S. 263. — Karsten's Arch. 1 R. VI, 197. — Philipps, Mittheilungen über den Bergbau bei Bleiberg in Kärnthen. Ann. d. min. IV. sér. Tom. VIII. 5. livr. de 1845. Bgwfd. XI, 161. — Karsten's Metallurg. V, 95. — Wehrle, Hüttenkde. II. §. 913—921. — Rivot, Métallurgie du Plomb et de l'Argent. 1860. p. 298. — Bauer in Kraus' österr. Jahrb. 1855. S. 364.

2) Erzvorkommen: Cotta, Erzlagerst. 1861. II, 341. — Alter des Raibl. Bergbaues. Bgwfd. XVI, 313. — Verwaltungsberichte der k. k. Berghauptmannschaften über Verhältnisse und Ergebnisse des Oester. Bergbaues im Jahre 1855 u. 1858. Wien 1856 u. 1859.

*d* Bleisumpf aus Gestübbe, 0,45 M. lang, 0,40 M. breit und 0,25 M. tief. *e* Fuchs zur Ableitung der Bleidämpfe.

In den von der vorhergehenden Charge noch rothglühenden Ofen werden, nachdem die obere Lage der Herdsohle ausgebessert, 207 Kilogr. Erz durch die Arbeitsöffnung eingetragen und auf dem oberen Theil der Sohle ausgebreitet. Auf dem Rost sind noch glühende Kohlen von der vorigen Charge vorhanden und es bedarf während der ersten drei Stunden des Röstens keiner Nachschürung von Holz, sondern nur eines 8—9maligen kurzen Wendens des Röstgutes mit gusseisernen Spateln. Dann wirft man 3 oder 4 Tannen- oder Fichtenholzscheite auf den Rost, und beginnt damit die etwa 4 Stunden dauernde Periode des Bleirührens bei etwas erhöhter Temperatur. Das Röstgut wird so lange umgearbeitet, als noch Blei auf der geneigten Ofensohle abfliesst, dann lässt man wieder eine Stunde oxydiren, schürt abermals und arbeitet im Herde, und wiederholt diese abwechselnden Röstungen und Einwirkungen des Oxydirten aufs Geschwefelte so lange, indem man die Zwischenräume der Oxydation immer mehr und mehr abkürzt, bis die Massen in dem lebhaft rothglühend gewordenen Ofen zu fritten anfangen. Dieselben werden nicht gleich dem Bleipressen unterworfen, sondern, mit einer Schaufel voll Kohlenklein angesteift, aus dem Ofen gezogen, eine zweite Post unter Einschüren von einigen Holzscheiten geröstet und gerührt und die davon erfolgenden Rückstände gemeinschaftlich mit den in den Ofen zurückgebrachten von der ersten Charge zusammengepresst. Von der ersten Charge erhält man etwa 70, von der zweiten 56—60 Kilogr. Jungfernblei.

Operation

In der Periode des Pressens mengt man zunächst die Rückstände von beiden Chargen in dem hellroth glühenden Ofen einige Minuten innig durch, feuert eine Stunde stark, arbeitet die Masse fortwährend um und erhält dabei noch etwa 20 Kilogr. hauptsächlich durch die Kohle reducirtes unreineres Blei (Pressblei). Man hat jetzt nach 15 Stunden etwa 146—150 Kilogr. Blei im Sumpf bei einem Verbrauch von 33—34 Holzscheiten, und bei der im Ofen herrschenden Kirschrothgluth fangen die Massen an breiig zu werden. Man feuert dann zur allmäligen Erhöhung der

Temperatur während 7—8 Stunden stündlich mit 4—5 Holzscheiten, arbeitet die Massen fortwährend um und wirft von Zeit zu Zeit eine Schaufel voll Kohlenklein oder Holzklötzchen ein, bis kein Blei mehr erfolgt und der Ofen in lebhafte Rothgluth gekommen ist. In dieser letzten Periode erhält man noch etwa 100 Kilogr. Blei. Die ausgezogenen geringen Rückstände, etwa 56 Kilogr. oder 12—13 %, werden auf eingemengte Bleikörner untersucht und die unreinen mit 7—8 % Blei einer Setz- und Pocharbeit unterworfen; die armen Schlacken setzt man ab oder verwendet sie zur Reparatur des Herdes. Das von sämmtlichen Operationen gemengte Blei wird aus dem Sumpfe auf die Hüttensohle gegossen, und die dabei entstandenen unregelmässigen Platten saigert man auf dem untern Theil des Flammofenherdes nochmals ab, wozu etwa 25 Min. Zeit erforderlich sind.

Ausweis. Ein Doppelposten von 414 Kil. Erz liefert in etwa 23 Stunden 245—250 Kilogr. Blei in Barren mit 81—85 Scheiten Holz. Man bringt aus Erzen, welche nach der trocknen Probe 65 %, in Wirklichkeit aber wenigstens 69 % Blei enthalten, etwa 60 % Blei aus, so dass der Bleiverlust auf 100 Erz 9—10 %, oder auf 100 darin enthaltenes Blei 14—15 % beträgt, also bei den reichen Erzen nicht übermässig gross ist. Dagegen sind bei der geringen Production die Kosten für Brennmaterial und die Arbeitslöhne bedeutend. Es betragen die Kosten pro Tonne = 1000 Kil. = 20 Ctr. preuss. Erz, welche 0,600 Tonnen Blei gibt, für

| | |
|---|---|
| Holz, 1,60 Ton. à 7 Fr. . . . . . . . | 11,20 Fr. |
| Arbeitslöhne . . . . . . . . . . . . | 12,67 „ |
| Werkzeuge, Reparaturen, versch. Kosten . | 3,33 „ |
| | 27,20 Fr. |

Die Arbeiter müssen nach der kleinen Probe ausbringen, wobei ihnen bei einem Bleigehalte des Erzes von 82, 80, 78, 74 %, resp. 2, 3, 4, 5, 6 etc. % Verlust nachgelassen werden. Für mehr ausgebrachtes Blei und weniger verbranntes Holz erhalten sie Prämien. Ein Arbeiter erhält für Behandlung von 2 Erzchargen 3,72 Fr., für jedes Kilogr. mehr ausgebrachtes Blei 0,078 Fr., und 0,77 Fr. für jedes ersparte Cubikmeter Holz; dagegen werden ihm resp. 0,154 und 1,54 Fr. für 1 Kilogr. weniger ausgebrachtes Blei und

1 Cubikmeter mehr verbranntes Holz abgezogen. Mittelst zweier Oefen lassen sich jährlich an 300 Ton. Erz mit 480 Ton. Holz auf 180 Ton. Blei verschmelzen. Es bedarf zweier Hülfsarbeiter mit 1,25 Fr. Lohn für eine 12stündige Schicht und 6 Hauptarbeiter für 725 dreiundzwanzigstündige Schichten, welche 4 Fr. pro Schicht erhalten. Man verbraucht jährlich an 500 Fr. für Gezäh und die jährlichen Kosten betragen zusammen an 8160 Fr. Die Holzscheite sind 1,42 Met. lang; 1 Stère = 1 Cubikmeter wiegt etwa 300 Kil., so dass 1 Tonne = 1000 Kil. an 3,3 Cbmet. fasst.

Zur Erhöhung der Bleiproduction und zur Verminderung des Brennmaterialverbrauchs und der Arbeitslöhne sind nachstehende Neuerungen beim Hüttenbetriebe in Anwendung gekommen: Neuerungen.

1) Arbeit in Doppelöfen mit zwei übereinander liegenden Herden (Bd. I. Taf. 11. Fig. 258, 259) seit 1840 zu Bleiberg, Kreuth und Raibl, wo die Flamme aus dem untern Herd in den oberen gelangt. Während man auf dem obern Herd eine Post von 420 Kilogr. Schlieg bei einer nicht über 800° C. steigenden Temperatur etwa 11 Stunden lang abröstet und dabei durchschnittlich 75 bis 80 Kilogr. Blei gewinnt, wird mit einer abgerösteten Post auf dem untern Herd das Bleirühren und Pressen vorgenommen, welche Operationen etwas über 11 Stunden dauern. Man erhält vom Bleirühren $^1/_3$ — $^2/_5$ des Metalles und im Ganzen von 2 Chargen (840 Kil.) 550—552 Kilogr. Blei bei 72procentigen Erzen und 525—529 Kil. Blei bei 69—70procentigen Erzen. Wegen der vollständigeren Röstung und der in niedrigerer Temperatur stattfindenden Reactionen ist das Bleiausbringen im Doppelofen etwas höher, als in einfachen Oefen, dagegen stellen sich der Brennmaterialconsum und die Arbeitslöhne viel billiger. Es betragen auf 1 Tonne = 1000 Kil. Erz, welche 0,620 — 0,650 Ton. Blei liefert, die Kosten für Doppelöfen.

| | | |
|---|---|---|
| Holz (1,11 Tonnen) . . . . . . . . . . | 7,77 | Fr. |
| Arbeitslöhne . . . . . . . . . . . . | 12,58 | „ |
| Werkzeuge, Reparaturen, versch. Kosten . | 3,32 | „ |
| zusammen | 23,67 | Fr. |

In einem Doppelofen lassen sich jährlich an 302 Tonnen Erz auf 189—198 Ton. Blei verarbeiten. Trotz dieses gün-

stigeren Resultates sind die Doppelöfen den einfachen Oefen wieder gewichen, weil die häufigeren und kostspieligeren Reparaturen der ersteren die sonst erreichten Vortheile aufheben, auch dabei nur geschickte und fleissige Arbeiter zu verwenden sind. Die anfangs mit den Doppelöfen erzielten günstigen Resultate gaben Veranlassung zur Herstellung eines Ofens mit drei Herden (Tripelofen), welcher jedoch den davon gehegten Erwartungen nicht entsprach.

Nordamerik. Bleiherd.

2) Arbeit in nordamerikanischen Bleiherden, im Jahre 1843 zuerst versucht, aber nur für reine Kernerze, weniger für die blendigen, mehr für den Flammofen geeigneten Schlammschliege mit Vortheil anwendbar.[1]) Der Bleiverlust stieg, aber der Brennmaterialverbrauch nahm im Herdofen ab (siehe II. Abschn. 2. Kap.).

Production.

Im Jahre 1860 haben in Kärnthen die Aerarwerke 17,773, die Privatwerke 52,086 Wien. Centner, à 56,001 Kil., Blei producirt zu einem Mittelpreis von 15 Fl. 39 kr. pro Centner. Von der jährlichen Bleiproduction Oesterreichs von 125000 Ctnr. kommen an $^5/_9$ auf Kärnthen. Das wegen seiner Reinheit berühmte Kärnthner Blei (Analysen Bd. I. S. 696) geht von der Stadt Villach aus unter dem Namen Villacher Blei in den Handel.

Holzappel.

B. Zu Holzappel[2]) im Nassauischen wurden früher die reineren Bleierze in Kärnthner Oefen in Chargen von 4 Ctr. verschmolzen. Man röstete 6—8 Stunden und brauchte dann zur Ausscheidung des Bleies noch 4—6 Stunden. Zur Zeit werden aber sämmtliche Zinkblende, Schwefelkies, Kupferkies, Spatheisenstein, Thonschiefer und Quarz enthaltende Bleierze als für den Flammofenprozess nicht sehr geeignet, in Schachtöfen verschmolzen und dient der Kärnthner Flammofen allein noch zur Reduction von Glätte.

Nur der öfters eintretende Mangel an Wasser, der Ueberfluss an Waasen und die Pietät gegen einen früheren Mitbesitzer des Werkes hat den vormaligen Betrieb der Flammöfen veranlasst.

1) Bauer in Kraus' öster. Jahrb. 1855. S. 364. — Tunner im Leob. Jahrb. 1852. II, 262.

2) Erzvorkommen zu Holzappel: Cotta's Erzlagerstätten II, 148, 667.

C. Zu Davos[1]) in Graubündten verschmilzt man Bleischliege mit 3—4 % Quarz, 8—10 % Kalk, Flussspath und etwas Blende mit 64—68 % Blei in Oefen, welche den Rost an der schmalen Seite haben (Taf. I. Fig. 5, 6). *a* Rost. *b* Feuerbrücke mit Zugcanälen *c*. *d* Herd. *e* Bleisumpf. *f* Rauchfang. *g* Esse. Chargen von 85—90 Kilogr. werden innerhalb 6 Stunden bearbeitet; man röstet, lässt bei höherer Temperatur die Massen auf einander wirken, wobei das meiste Blei ausfliesst, erniedrigt dann zur Einleitung einer Röstung die Temperatur, mengt Holzkohle und grünes Holz ein, erhöht die Temperatur, wobei Blei aussaigert, und wiederholt nochmals Röstung und Reduction bei erhöhter Temperatur. Man schliesst dann Aschenfall und Arbeitsthür mehr oder weniger, lässt eine Gusseisenplatte in den Bleisumpf gleiten, rührt das Blei mit einer grünen Holzstange und Reisig um, schäumt das Blei ab, wirft die abgeschäumte Krätze auf den Herd zurück und giesst das Blei in Formen. Davos. Erz. Manipulationen.

Man erhält in 24 Stunden aus 350—360 Kilogr. Erz mit ³/₄ Klafter Holz = 900—1000 Kil., 10 Kil. Holzkohle und 4—5 Kilogr. grünem Holzgenist 200—210 Kil. Werkblei und 15—20 Kil. zinkische Schlacken mit 3—4 % Blei. Sind letztere in hinreichender Menge vorhanden, so werden sie geröstet, in den Ofen zurückgebracht und innerhalb 12 Stunden reducirt. Man setzt davon 180—200 Kil. und mehr auf einmal durch. 2 Arbeiter bedienen den Ofen während 24 Stunden. Die Kosten für 24 Stunden betragen 15,50 Fr. für Brennstoff, 4 Fr. für Arbeitslöhne und 1 Fr. für Gezähe, zusammen 24 Fr., so dass 100 Kil. Werkblei auf 10 Fr. kommen. Zur Erzeugung derselben Menge Blei bedarf es eines grösseren Aufwandes an Brennmaterial und Zeit, als im Kärnthner Ofen. Ausweis.

D. Im Innern des südlichen Spaniens[2]) haben die Flammöfen (Boliche, Reverberero de Cuba, Reverberero Spanien.

---

1) Erzvorkommen zu Davos: Deicke in B. u. h. Ztg. 1859. S. 178. — Hüttenbetrieb: Karst. Arch. 1 R. VI, 204. Karst. Metallurg. V, 102. Wehrle, Hüttenk. II, 257. Revue universelle 5 ann. 3 livr. 1861. p. 360.

2) Karst. Met. V, 101. — Ann. d. min. 3 sér. XIX, 215, 239. —

Castellano) die Form eines Treibherdes (Taf. I. Fig. 7, 8) mit kreisrundem Herd *a* von 1,98—2,25 Met. Durchmesser bei etwa 1,20 M. Höhe des Gewölbes *b* über dem Herde. Zuweilen ist der Herd zur bessern Concentration der Wärme nicht kreisförmig, sondern geradlinig begrenzt. Innerhalb des Herdraumes befindet sich ein etwa 0,45—1 Met. weiter Sumpf *c* zur Aufnahme des Bleies, welches dann in einen seitlichen rectangulären Stechherd *d* von etwa 1 M. Breite und 1,1 M. Länge durch den Stich *n* abgelassen wird. Im Niveau des Sumpfrandes befindet sich die Arbeitsöffnung *e*. Der Umstand, dass als Brennmaterial nur Holzklein, Aeste, hauptsächlich eine Ginsterart, holzige Pflanzen etc. zu Gebote stehen, macht erforderlich, dass man dasselbe im Feuerungsraum *f* auf einer soliden Unterlage, ohne Rost und Aschenfall, verbrennt. Versuche mit letzterer Feuerungseinrichtung ergeben, dass sich keine hinreichend gleichmässige und gut zu regulirende Temperatur erzeugen liess. Zur möglichsten Ausnutzung der Hitze im Ofen befindet sich der Arbeitsöffnung gegenüber eine Fuchsbrücke *g*, an deren Seiten durch Canäle *h* und über welche die heissen Gase in einen zweiten elliptischen oder dreieckigen Herdraum *i* gelangen und dann erst durch den Fuchs *k* in die 6—8 Met. hohe Esse *l* entweichen. Die erwähnte Brücke hält die heissen Gase im Hauptherde zurück und veranlasst dadurch eine hohe, constante Temperatur; beim Eintritt auf den zweiten Herd zerstreuen sich die Gase, verlieren an Geschwindigkeit und genügen noch zur Hervorbringung einer oxydirenden Wirkung. Durch Oeffnungen *m* lassen sich im zweiten Herde abgesetzte, mitgerissene Erztheile ausräumen und die Fuchsbrücke reinigen.

Man setzt Chargen von 575—690 Kil. mit 72—75% Blei, bestehend aus $^2/_3$ Erz, $^1/_3$ sehr reichen Schlacken und $^1/_{10}$ Bleidreck vom Bleireinigen, innerhalb 20—25 Min. ein, breitet die Masse etwa 0,25 M. hoch auf dem Herd aus, und zwar an der Fuchsbrücke etwas höher, feuert bis zum Rothglühendwerden des Erzes, bis sich Bleitropfen zeigen

---

Bgwfd. V, 113. — B. u. h. Ztg. 1850. S. 82; 1855. S. 254, 347; 1861. S. 349; 1862. S. 52.

und wendet und translocirt das Röstgut so lange bei allmälig gesteigerter Temperatur, als noch Blei in den Sumpf fliesst. Hört dies auf, so werden kohlige Ueberreste vom Brennmaterial eingemengt, welches theils reducirend wirkt, theils in Folge seiner an Alkalien reichen Asche die Gangarten flüssig macht, so dass diese in den Sumpf und aus diesem durch die Arbeitsöffnung ausfliessen.

Hierauf wird der Inhalt des Sumpfes umgerührt, die reiche Schlacke aus demselben nochmals vor der Feuerbrücke mit Kohle behandelt und dann das Blei abgestochen. Es erfolgen aus obiger Charge in $4\frac{1}{2}$—$5\frac{1}{2}$ Stunden $5\frac{1}{2}$—7 Ctr. castil. (à 46 Kil. 10 Gr.) Blei, also durchschnittlich 45—48 % Blei, und etwa 40 % reiche weisse Rückstände mit 18—22 % Blei und einem Ausbringen von 12—15 % beim Verschmelzen in kleinen Schachtöfen (siehe: Englischer Prozess). In 24 Stunden verbraucht man 3000 Kil. Ginster, und es betragen die Schmelzkosten für 100 Kil. Erz 2,105 Fr. und für 100 Kil. Blei 4,426 Fr.

---

## Zweites Kapitel.

# Englischer Flammofenprozess.

§. 9. Allgemeines. Bei diesem Prozesse sucht man unter Anwendung von Steinkohlen auf eine möglichst grosse Production hinzuarbeiten, daher grössere Oefen für stärkere Chargen und schnelleres Arbeiten bei höheren Temperaturen durch drei Arbeitsthüren auf jeder Seite des Ofens. In Folge dessen entsteht aber bei der hohen Temperatur viel Bleioxysulphuret (S. 44), welches zwar zum grossen Theil durch Kalk (S. 48) zerlegt wird, aber die endlichen Schlacken doch so reich macht, dass dieselben nochmals im Schacht- oder Herdofen durchgesetzt werden müssen, wodurch, sowie durch die höheren Temperaturen bei der Flammofenarbeit, das Bleiausbringen geringer wird, als im Kärnthner Ofen. Durch Anlage umfangreicher Rauchcondensationsvorrichtungen sucht man den Metallverlust durch Verflüchtigung mög- Wesen des Prozesses.

lichst zu vermindern. Je reiner die Erze, ein um so besseres Resultat erfolgt, jedoch kann ein gewisser Kalkgehalt förderlich sein (Flintshire). Werden die Erze in Folge eines grösseren Kalk- oder Schwerspathgehaltes ärmer (Derbyshire, Wales), so erleidet der normale englische Prozess, wie er in Flintshire ausgeführt ist, einige Modificationen. Ein Kieselerdegehalt (schon 1—2 %) wirkt immer nachtheilig ein, und führt bei den für den Prozess erforderlichen hohen Temperaturen stets eine Bleiverschlackung herbei (S. 44). Auch begünstigt die Anwesenheit von Schwefelantimon die Verschlackung. Man kann nach dieser Methode sowohl silberarme, als silberreichere Erze behandeln, weil die Anwendung des Kalkes der Bildung silberreicher Schlacken entgegenwirkt (S. 48). Je nach seinem Silbergehalte und seiner Reinheit ist das erfolgende Blei entweder sogleich Handelswaare, oder es kommt direct zum Abtreiben, oder dasselbe wird dem Pattinsoniren unterworfen, nachdem nöthigenfalls eine Reinigung vorhergegangen. Namentlich ist diese mit den Schlackenbleien erforderlich.

Theorie. Das normale Verfahren besteht darin, dass man grössere Quantitäten Bleiglanz bei rasch steigender Temperatur kürzere Zeit röstet, so dass sich im Vergleich zum unzersetzten Bleiglanz weniger oxydische Producte, als beim Kärnthner Prozesse erzeugen. Setzt man das Röstgut in diesem Zustande einer höhern Temperatur aus, so bilden sich durch Einwirkung des Oxydirten aufs Geschwefelte metallisches Blei und Unterschwefelblei: $2\,\dot{P}b + \dot{P}b\dddot{S} = Pb + \overset{\prime}{\bar{P}}b + 2\,\ddot{S}$. Stimmt man, wenn kein Blei mehr erfolgt, die Temperatur herab, so zerlegt sich das 92,8 % Blei und 7,2 % Schwefel enthaltende $\overset{\prime}{\bar{P}}b$, welches nur bei höherer Temperatur, nicht aber im teigartigen Zustande homogen ist, in $\overset{\prime}{P}b$ und metallisches Blei, welches dem Sumpfe des Ofens zueilt. Lässt man bei dieser Abkühlung gleichzeitig Luft zutreten, so oxydirt sich wieder ein Theil Schwefelblei und es entsteht bei einer folgenden Temperatursteigerung von Neuem metallisches Blei. Man sucht durch mehrmalige rasche Wiederholung des Röstens und Reducirens

bei abwechselnden niedrigeren und höheren Temperaturen möglichst viel Blei auszuscheiden; bei der immer mehr steigenden Temperatur kommt aber bald ein Punct, bei welchem die Masse flüssig wird und sich geschmolzenes Oxysulphuret bildet, welches zu seiner Zerlegung eines wiederholten Kalkzuschlages unter Zuführung von Luft (S. 48) bedarf. Findet hierdurch keine Bleiabsonderung mehr statt, so müssen die in grösserer Menge zurückbleibenden bleireichen Schlacken aus dem Flammofen gezogen und noch weiter im Schacht- oder Herdofen zugutegemacht werden.

Bei der grossen Charge und den rasch hinter einander folgenden Röst- und Reductionsperioden erhält man hinsichtlich des Bleiausbringens nicht so günstige Resultate, als beim Kärnthner Prozess, jedoch sind geschickte Arbeiter im Stande, in gut construirten Oefen 60 % von dem in den Erzen enthaltenen Blei vor Behandlung der Rückstände mit Kalk auszuziehen. Ein Gehalt der Erze an Weissbleierz kürzt die Röstzeit wesentlich ab, gestattet eine grössere Bleireduction in niedrigerer Temperatur in der zweiten Periode und vermindert das endliche Schlackenquantum (Derbyshire).

Damit das ausgeschiedene Blei sich vollständiger und rascher bei den grossen Chargen ansammeln kann, gibt man dem Flammofen im Innern an der Vorderseite einen Sumpf, nach welchem der Herd stark abfällt. Geringe Veränderungen in den Ofendimensionen wirken auf Ausbringen und Brennmaterialverbrauch ungünstig ein. Bei reicheren Erzen finden Röstung und Reduction in ein und demselben Ofen statt, bei ärmeren, namentlich kiesigen Erzen in verschiedenen (Par). Im Allgemeinen arbeitet der englische Bleihüttenmann mit mehr Brennmaterial, aber geringeren Metallabgängen, als der deutsche. Da beim englischen Flammofenprozess die Schmelzkosten verhältnissmässig gering sind, so hängt der grössere oder geringere Gewinn der Hütten hauptsächlich vom Preis des Erzes und der Grösse des Metallverlustes ab.

## §. 10. Beispiele.

### A. Flammofenprozess in England.

Normaler Betrieb in Flintshire etc.

1. Normaler Flammofenbetrieb.[1]) In Flintshire auf den Bleihütten von Walker-Parker zu Deebank und von Keates zu Bagilt, zur Panther Bleihütte auf Cheese Lane im südöstlichen Theil von Bristol, auf dem Bleiwerke Gallongate in St. Anthony bei Newcastle upon Tyne etc. wird der englische Flammofenprozess in normaler Weise meist mit englischen Bleierzen ausgeführt, welche im Kohlenkalk[2]) brechen und nach geschehener Aufbereitung sich durch ihre Reinheit auszeichnen. Dieselben enthalten 70—75 % Blei und 250—350 Gramm Silber in 1 Tonne = 1000 Kil. Blei. Silberreicher sind die Bleierze aus den im cambrischen Thonschiefer aufsetzenden Gängen von Cardiganshire an der Westküste von Wales. Ferner findet sich Bleierz zu Liskeard in Cornwall in der Nähe von Granitmassen im Killas, auf der Insel Man etc. — Ausser inländischen Bleiglanzen verschmelzen die englischen Bleihütten mehr oder weniger silberhaltige Bleierze aus Sardinien, Spanien, Amerika u. s. w. Quarzreiche Erze werden überall nicht angekauft; solche mit geringem Quarzgehalt gattirt man sorgfältig mit quarzfreien, desgleichen silberreichere mit silberärmeren. Der vorstehend beschriebene normale Prozess lässt sich nur regelrecht mit reichen, 70—75procentigen kalkigen Erzen ausführen.

Erze.

#### a. Erzarbeit.

Flammöfen.

Die englischen Flammöfen unterscheiden sich von allen übrigen Bleiflammöfen durch ihre grösseren Dimensionen,

1) Ueber den engl. Flammofenprozess siehe: Dufrénoy et El. de Beaumont, voyage métallurgique en Angleterre. Paris 1827. — Ann. d. min. 1 sér. XII, 361, 401; VII, 73; 2 sér. VII, 3, 14. XVI, 404. — Jars, metallurg. Reise III, 916, 945, 949. — Karsten's Arch. 1 R. XIV, 302, 358, 361. — Karst., Met. V, 103. Wehrle, Hüttenkde. II, 260. — Hartmann, Repertor. d. Bergbau- u. Hüttenkde. II, 301. — Russegger's Reisen IV, 493. — Phillips, manual of Metallurgy. London 1852. p. 489. — Rivot, Metallurgie du Plomb et de l'Argent. 1860. p. 316. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 368. — Berggeist 1861. No. 39.

2) Ann. d. min. 5 sér. XI, 391. — Cotta, Erzlagerst. 1861. II, 494, 499.

welche indess wieder auf den einzelnen Hütten variiren, sowie dadurch, dass auf jeder Seite des Herdes drei Arbeitsöffnungen angebracht sind. Die Oefen auf den Flintshirehütten haben die in den Figuren 9 und 10, Taf. I. angegebenen Dimensionen. *a* Rost, über der Schüröffnung und der Aussenseite des Aschenfalls ein Rauchfang, um die beim Herabfallen der Cinder in das Wasser auf der Sohle des Aschenfalls entwickelten Wasserdämpfe abzuführen. *b* Feuerbrücke. *c* Ofensohle, aus einem Gemenge von Quarzsand mit wenig eisenschüssigem Thon und armen Schlacken geschlagen und bei heftigem Feuer aufgebrannt. Auch besteht die Sohle wohl allein aus Schlacken (7—8 Tonnen), welche direct auf die Ziegelsteinmauerung aufgeschmolzen werden. Diese wenigstens 0,40 M. dicke Sohle, auf deren Herstellung grosse Sorgfalt verwandt werden muss, ruht meist auf Eisenplatten und diese wieder auf einem Steingewölbe. *d* Bleisumpf, nach welchem zu sich die Herdsohle schwach neigt, am meisten von der Feuerbrücke ab, damit hier das ausgeschiedene Blei nicht zu lange dem starkerhitzten Luftstrom ausgesetzt bleibt. Vom tiefsten Puncte des Sumpfes führt der Stichcanal nach aussen zum Stechherd *g*; ausserdem befindet sich auch wohl noch in der gewöhnlichen Höhe des Metallbades im Sumpfe an der Arbeitsseite (Werkseite) an dem vom Feuer abgekehrten Ende eine Oeffnung zum Ablassen der Schlacke. *e* Arbeitsthüren, mit Eisenplatten ausgekleidet, innen 0,25 M. weit und 0,20 M. hoch, aussen 0,50 M. weit und 0,40 M. hoch, 1,33 M. über der Hüttensohle und mit Eisenblechen verschliessbar. *f* Aufgebetrichter, über einer Oeffnung (Kronloch) im Gewölbe aufgehängt, welches während der Arbeit mit einer dicken Gusseisenplatte bedeckt ist; durch diese Oeffnung gelangt das Erz in den Ofen, wenn man eine Klappe oder einen Schieber an dem damit gefüllten Trichter öffnet. *h* Füchse, 0,30 M. weit und 0,45 M. hoch, in den geneigten Canal *i* mündend, welcher wieder durch den horizontalen Canal *k* mit einer Esse von 1 Meter lichter Weite in Verbindung steht, die 20 Meter über der Hüttensohle sich erhebt. Entweder betrachtet man die Canäle *i* und *k* zur Condensation des Bleirauches als genügend (Deebank), oder man bringt noch besondere Vor-

richtungen dazu an, wie z. B. auf Pantherhütte (I, 558). Während bei Gebläseschachtöfen Flugstaubkammern stets gute Dienste leisten, so beeinträchtigen sie bei Flammöfen meist den Zug. Aus diesem Grunde fehlen bei letzteren zuweilen die Rauchcondensatoren, während sie bei den Schlackenherden und schottischen Herden überall vorhanden sind. Das Innere der Oefen besteht aus feuerfesten Steinen [1]), das Aeussere aus gewöhnlichen Backsteinen. Zwischen Kern- und Rauhgemäuer bleibt ein etwa 0,05 M. weiter Raum, welcher mit schlechten Wärmeleitern ausgefüllt wird. Die Oefen sind stark verankert und erfordern etwa 5000 gewöhnliche und 2000 feuerfeste Backsteine nebst $2^1/_2$ Tonnen Thon. Die Oefen im nördlichen England [2]) haben etwas geringere Dimensionen, doch gibt es auch noch grössere, z. B. in Cornwall.

**Arbeitsverfahren.**

Die Operationen bei dem Verfahren in Flintshire mit 70—75 procentigen Erzen sind folgende: Einbringen von 1 Tonne Erz (in Newcastle Chargen von 12—14, in Cornwall bis zu 30 engl. Ctr.) in den von der vorigen Charge sehr heissen Ofen, wobei das Register zur Zurückhaltung des ausgebreiteten decrepitirenden Bleiglanzes geschlossen ist; theilweises Oeffnen des Registers und zeitweiliges gelindes Feuern zur Unterhaltung einer zur Röstung hinreichenden schwachen Rothglühhitze bei geschlossenen Thoren und etwa 5 maligem Krählen während der etwa 2 stündigen Röstperiode (des ersten Feuers); wenn Bleitropfen sich zeigen und die Entstehung weisser Dämpfe nachlässt: Schliessen der Thore, weiteres Oeffnen des Registers und Steigern der Temperatur während 15—25 Minuten (zweites Feuer), wobei fortwährend Blei und etwas Schlacke in den Sumpf fliessen; Oeffnen der Thore, Durcharbeiten der Masse, Zurückschieben der Schlacke vom Blei auf den Herd, Ueberstreuen des letzteren mit Kalkpulver, Wenden der sich kühlenden und röstenden Massen bei geöffneten Thüren unter gelinder Feuerung; drittes Feuer nach etwa $3^1/_2$ Stunden,

1) Ueber die englischen feuerfesten Materialien hat Dr. Percy in seiner Metallurgie, Bd. I. S. 208, Ausführliches mitgetheilt. — Daraus: Berg- u. hüttenm. Ztg. 1862. S. 116.

2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 370. — Berggeist 1861. S. 320.

zur weiteren Aussaigerung von Blei; Fortsetzung der abwechselnden Röstungen und starken Heizungen, so lange noch Blei erfolgt und die Massen nicht in breiigen Zustand kommen. Nach etwa 5 Stunden werden dieselben bei der immer mehr steigenden Temperatur im Ofen flüssig und gelangen in den Sumpf. Oeffnen der Thüren, Ansteifen der Schlacken im Sumpf mit Kalk, Zurückbringen und Ausbreiten auf der Herdsohle, Schliessen der Thüren, 8—10 Min. starkes Feuer, kräftiges Wenden, wobei Blei ausfliesst, Wiederholung schwächerer und stärkerer Hitzen unter öfterem Kalkzusatz, Ausziehen der kein Blei mehr abgebenden Schlacken durch eine Arbeitsthür nach etwa 6stündiger Arbeit; Ausbessern des Herdes, Eintragen einer neuen Charge, Abstechen des Bleies aus dem Sumpfe während Anheizung derselben, Zurückschieben der mit Steinkohlenklein gemengten reichen Sumpfschlacken auf einen freigelassenen Raum zur Seite der Feuerbrücke, Umarbeiten, so lange noch Blei erfolgt, Einmengen der entarmten Schlacke unter die neue Post, Abstechen des im Sumpf wieder angesammelten Bleies und Repariren des ersteren; Abheben des von dem eisernen Gezäh etwa gebildeten Steines vom Metallbade, Einrühren von Holzgenist und Steinkohlenklein in das Blei, Abschäumen und Eingiessen in Formen.

An Producten erfolgen: sehr reines Blei mit bis 30 Gramm Silber in 100 Kilogr., zum Pattinsoniren; Rauch aus dem schrägen und horizontalen Canal, welcher mit dem Rauch der Schlackenherde zusammen verarbeitet wird; Schlacken zum Schmelzen in Herden und Ofensohlen, welche mit den Schlacken verschmolzen werden. Producte.

Man macht in 24 Stunden 4 Chargen mit 2 Tonnen Steinkohlen und 160—170 Kilogr. Kalk bei 4 Arbeitern pro Ofen und pro 24 Stunden, wobei sich immer 2 alle 12 St. ablösen. Jeder verdient in 12 Stunden etwa 4,50 Fr., jedoch werden sie nach dem Quantum des verarbeiteten Erzes und nach dem Bleiausbringen bezahlt. Die Hülfsarbeiter erhalten für eine 12stündige Schicht 2,50 Fr. Aus 1 Tonne Erz mit 78 % Blei erfolgen 0,630 Ton. = 63 % Werkblei mit 30 Grm. Silber in 100 Kil. und 0,250 Ton. = 25 % Schlacken mit bis 40 % Blei, ausserdem einige Kilogr. Stein- Ausweis.

und Ofenbrüche mit nahe $^1/_2$% des in den Erzen enthaltenen Bleies. Rechnet man das Bleiausbringen aus Schlakken und Rauch = 0,094 Tonnen mit, so erhält man von einer Tonne Erz, worin nach der Probe 0,780, in Wirklichkeit 0,810 Ton. Blei, 0,724 Ton. Blei. Der scheinbare Verlust ist danach 0,056 Ton., der wirkliche aber — mit Berücksichtigung des zu geringen Gehalts nach der Probe — wohl 0,080 Ton., danach der wirkliche Verlust etwa 10% von dem im Erze enthaltenen Metalle.

Die Arbeitskosten betragen für eine Tonne Erz bei der Flammofenarbeit allein (a) und bei gleichzeitiger Berücksichtigung der Schlacken- und Raucharbeit (b):

| | a | b |
|---|---|---|
| Arbeitslöhne . . . . | 6,18 Fr. | 8,718 Fr. |
| Steinkohlen . . . . . | 3,14 „ | 3,556 „ |
| Koks . . . . . . . . | — „ | 1,036 „ |
| Kalk . . . . . . . . | 0,52 „ | 0,520 „ |
| Werkzeuge, Repar. Div. | 0,77 „ | 2,114 „ |
| | 10,61 Fr. | 15,944 Fr. |

Nach S. 56 sind die Arbeitskosten beim Kärnthner Prozess weit höher, pro Tonne 27,20 Fr.

Nach PHILLIPS[1]) erhält man von $75^1/_2$ procentigen Erzen beim Flammofenschmelzen $68^1/_2$%, beim Schlacken- und Rauchschmelzen $2^3/_4$%, zusammen $71^1/_4$% Blei, so dass der Gesammtverlust $4^1/_4$% beträgt. Die Arbeiter erhalten pro Tonne Blei 7 Sch. 6 d. bis 12 Sch. 6 d., je nach der Beschaffenheit der Erze, und man verbraucht auf 1 Tonne Erz $13^3/_4$ Ctr. Kohlen. In den nördlichen Districten Englands gehen auf 1 Tonne Erz 12 Ctr. Kohlen und der Metallverlust beträgt bei 60 procentigen Erzen 12%, wovon etwa $6^1/_2$% aus Rauch und Schlacken wiedergewonnen werden.

### b. Schlacken- oder Rückstandsarbeit.

Zugutemachungsmethoden.

Die Flammofenrückstände werden im englischen Schlackenherd verschmolzen, indem ihre poröse Beschaffenheit der Verarbeitung in höheren Oefen Schwierigkeiten

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 379.

entgegensetzen soll. Der Schlackenherd (Taf. I. Fig. 15, 16) hat eine rectangulär-prismatische Gestalt; die 0,05 M. dicke Vorderwand *a*, die Hinterwand *b* unter der Form und der Sohlstein *c* bestehen aus 0,10 M. dicken Gusseisenplatten, während die Hinterwand *d* über der Form und die beiden 0,40 M. dicken Seitenwände *e* aus feuerfesten Steinen hergestellt sind.

Zwischen Sohlplatte *c* und Vorwand *a* bleibt eine 0,15 M. hohe Spalte, welche durch Auflegen flacher feuerfester Steine auf die Sohle bis auf 0,1 M. verschlossen werden kann. Die Sohle des Ofens ist mit einer etwa 0,1—0,2 M. dicken Schicht Kokslein *g* überdeckt, welches auch die offene Brust theilweise verschliesst. Auch der Vorherd *h* ist theilweise mit Kokslein gefüllt. Zur Seite des letzteren liegt der aus Gestübbe geschlagene Stechherd *i*, in welchen das Blei von Zeit zu Zeit abgestochen wird, oder der Stechherd besteht aus einem von unten zu erhitzenden eisernen Topfe, in welchen das Blei aus dem Vorherde continuirlich ausfliesst. Die Schlacke tritt über die Vorherdplatte entweder in ein mit fliessendem Wasser gefülltes Bassin *k*, wenn sie behuf ihrer Verwaschung zerkleinert werden soll, oder in einen auf Rädern ruhenden gusseisernen Topf, wenn man sie nochmals im castilischen Ofen umschmelzen will. Die Sohlplatte ruht auf einer Lage Sand *l* und dieser auf einer soliden mit Feuchtigkeitscanälen versehenen Mauerung *m*. Das Rauhgemäuer *n* besteht aus gewöhnlicher Backsteinmauerung mit Verankerung. Da in dem Herde eine starke Bleiverflüchtigung stattfindet, so muss derselbe mit Rauchcondensationskammern in Verbindung stehen.

Diese haben zu Deebank in Flintshire die Bd. I. S. 557. angegebene Einrichtung mit Wassercondensation, waren aber zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers, im August 1861, ausser Thätigkeit, weil durch Anlage eines benachbarten Schachtes das zur Condensation erforderliche Wasser der Hütte abgegraben war. Die blecherne Düse hat etwa 0,04 M. Durchmesser und entlässt pro Min. 7—8 Kilogr. Luft von 0,035 M. Quecksilberpressung in den Ofen.

Man beschickt 1000 Theile Flammofenschlacken, welche im Wesentlichen aus Kalk, Eisenoxyd, Bleioxyd, wenig Schwe- Schlackeschmelze

felblei, schwefelsaurem Bleioxyd und Kalk etc. bestehen, mit 200 Thl. — Kieselerde, Thonerde, Eisenoxyd und mechanisch eingemengte Kohle enthaltender — Steinkohlenasche, 132 Thl. thonigen Flammofensohlen und einer variablen Menge reicher Herdofenschlacken, gewöhnlich 50 Thle. Der Kalk der Flammofenschlacken soll durch die Thonerde und Kieselerde der Steinkohlenasche und Ofensohlen verschlackt werden.

Man bedeckt zunächst die eiserne Sohle mit Koksklein, feuert mit einer geringen Quantität Torf an und gibt, wenn dieser gut brennt, Koks nach oder wendet letztere gleich an. Nach etwa 6 Stunden ist die Temperatur im Ofen hoch genug, um chargiren zu können, und am anderen Tage erreicht man den normalen Gang. Die Beschickung wird an die Hinterwand, Koks an die Vorderwand gesetzt. Bei der geringen Ofenhöhe ist es schwierig, eine gleichmässige Nase zu erhalten. Beim Niedergange im Herde werden die Sulfate von Blei und Kalk durch Kieselsäure zerlegt, das gebildete Bleisilicat wieder durch vorhandenes Eisenoxyd und Kalk; die Oxyde reduciren sich in Gegenwart von Kohle und vorhandenes oder durch Reduction von schwefelsaurem Bleioxyd gebildetes Schwefelblei wird theils durch die eisernen Ofenwände, theils durch Einwirkung von Bleioxyd zerlegt. Das reducirte Blei sickert, gegen Oxydation geschützt, durch die poröse Kokssohle hindurch, fliesst auf der geneigten Herdsohle in den Vorherd und aus diesem seitlich in den Stechherd, während die Schlacken über der Gestübbesohle hinweg durch die offene Brust in den Vorherd gelangen und über dessen Kante abfliessen. Sie enthalten noch 5—6 % verschlacktes Blei und mehr oder weniger mechanisch beigemengtes Blei, da das fortwährende Abfliessen der Producte keine vollständige Trennung von Blei und Schlakken gestattet. Bei dem raschen Schmelzen und der geringen Herdhöhe ist nicht zu vermeiden, dass sich viel Blei verflüchtigt.

**Producte.** Man erhält bei dem Schmelzen nachstehende Producte:

1) Schlackenblei, härter als das Flammofenblei und einer Raffination bedürftig, mag dasselbe gleich in den Handel gehen oder vorher pattinsonirt werden.

2) **Rauch**, aus den Sümpfen des Condensators ausgeschlagen. Nachdem derselbe am Rande des Bassins abgetropft, wird er in Ziegel geformt, diese langsam getrocknet und mit Steinkohlenasche, wie Schlacken, im Herd verschmolzen, wobei jedoch ein stärkerer Bleiverlust eintritt.

Man verschmilzt in 3 Wochen an 65 Tonnen Briquetten auf 30—33 Tonnen reines silberarmes Blei und erhält aus dem Rauch etwa $\frac{1}{4}$ des beim Schlackenschmelzen verflüchtigten Bleies.

Die Kosten bei der Auffangung und Verschmelzung des Rauches kommen nicht über 128 Fr. pro Tonne daraus erhaltenes Blei, woraus die Vortheilhaftigkeit der Rauchbenutzung ersichtlich ist.

3) Schlacken, und zwar arme und reiche. Letztere, an Bleioxyd reich, lässt man auf die Sohle der Hütte fliessen, zerschlägt sie in faustgrosse Stücke und gibt sie, sowie auch die reichen Krätzen vom Ausräumen des Ofens, zur Beschikkung. Die armen Schlacken lässt man entweder in ein Wasser-Bassin fliessen, wobei sie durch die plötzliche Abkühlung zerfallen, und gewinnt, nachdem sie zerkleint, durch Siebsetzen daraus Bleigranalien, welche man dem übrigen Blei im Stechherde zusetzt, oder man schmilzt diese Schlakken nochmals im castilianischen Ofen um und lässt sie deshalb aus dem Vorherde in eiserne Töpfe laufen (Deebank). Der castilianische Ofen ist ein cylindrischer Krummofen von 4—5 Fuss Höhe und 2′ 10″ bis 3 Fuss Durchmesser mit 3 Formen, ähnlich zugestellt, wie ein Schlackenherd. In Folge der darin erzeugten höheren Temperatur lässt sich aus den Schlacken bei Anwendung von Koks mehr Blei ausscheiden, als in gewöhnlichen Herden.

Man setzt zu Deebank in 24 Stunden etwa 3000 Kil. Schlacken oder 4146 Kilogr. Beschickung mit 500 Kil. Koks durch und erhält 1000—1100 Kil. Blei, sowie nach Abscheidung der Granalien Schlacken mit 5—6% Blei. In einer Campagne von 14 Tagen verschmilzt man etwa 48 Tonnen Schlacken mit 13,50 Tonnen Koks. Man bläst aus, wenn die beiden Seitenwände des Ofens so ausgefressen sind, dass zur Flüssigerhaltung der Schlacken zu viel Brennmaterial Auswei

erforderlich ist. Etwa $^1/_4$ von dem in den Schlacken enthaltenen Blei geht beim Schmelzen derselben, sowie des Rauchs verloren. Die Schmelzkosten betragen zu Deebank pro Tonne Schlacken, welche 0,280 Ton. Koks und 0,164 Ton. Steinkohlen verlangen und 0,350 Ton. Blei und 0,050 Ton. Rauch geben, 13 Fr. 84,1 Cent. Von dem Gesammtausbringen an Blei aus Erz, Schlacken und Rauch war S. 67 die Rede. Die Anwendung von erhitzter Luft [1]) beim Schlakkenschmelzen hat zu einer bedeutenden Brennmaterialersparung und zu grösserer Production geführt.

Auf Panther Bleiwerk [2]) bei Bristol werden in einer Woche 320 Ctr. Bleischlacken mit 37 % Blei bei einem Aufwande von 104 Ctr. Koks und einem Ausbringen von 116 Ctr. Schlackenblei mit $^1/_2$ Lth. Silber erzeugt, mithin von dem ganzen Bleigehalt nur $2^1/_2$ Ctr. verloren. Man hat in $^1/_2$ Jahre 667 Ton. Erze mit 77 % Blei verschmolzen und dabei 30 Tonnen Flugstaub mit 32 % Blei erhalten.

**Neuerungen bei der Schlackenarbeit.** Zur Verminderung der Bleiverluste durch Verflüchtigung, besonders aber zur Ersparung von Brennmaterial und Erzeugung ärmerer Abgangsschlacken bedient man sich auf einigen englischen Hütten der castilianischen Oefen [3]), kleiner Schachtöfen von 4—5 Fuss Höhe mit mehreren, gewöhnlich 3 Formen, welche im Schmelzraum eine höhere Temperatur geben. Die Oefen sind ähnlich zugemacht, wie die englischen Schlackenherde und mit Rauchverdichtungs-Vorrichtungen versehen. Man ist über die Vortheilhaftigkeit dieser Oefen noch nicht völlig im Klaren und es finden sich auf vielen englischen Hütten noch die Schlackenherde allein im Gebrauch.

Diese Oefen sind aus Spanien [4]) entlehnt, wo dieselben sowohl zum Schmelzen von Erzen, als von Schlacken dienen. (Siehe Taf. II. Fig. 51—55.)

---

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 388.
2) Tunner, Leoben. Jahrb. 1852. II, 154. Karst., Arch. 2 R. Bd. 25. — B. u. h. Ztg. 1853. S. 909.
3) B. u. h. Ztg. 1859. S. 388, 419; 1862. S. 243.
4) Revue univers. 5 ann. 3 livr. 1861. p. 386. B. u. h. Ztg. 1862. S. 54, 62.

In den Jahren 1848—1857 wurden in Grossbrittanien aus 907486 Ton. Bleierzen 641101 Ton. Blei, also durchschnittlich pro Jahr aus 90748,6 Ton. Erz 64110,1 Ton. Blei = 70,6 % ausgebracht, wovon in England 69,9 %, in Wales 21,7 %, in Irland 3,0 %, in Schottland 2,5 % und auf der Insel Man 2,1 % dargestellt wurden. Bleiproduction in England.

Nach HUNT's Mineral-Statistics pro 1859. p. 29. erfolgten in Grossbrittanien im Jahre 1859 aus 91,381 Ton. 12 Ctr. Bleierz 63,233 Ton. 5 Ctr. Blei und 576,027 Unzen Silber.

### 2. Modificationen des normalen englischen Prozesses.

Treten gewisse Beimengungen im Bleiglanze auf, welche auf die chemischen Reactionen günstig (Weissbleierz) oder ungünstig (Erden, Schwefelungen) influiren und den Bleigehalt herabdrücken, so bedarf der englische Prozess, wenn überhaupt Localverhältnisse zum Flammofenbetrieb zwingen, gewisser Modificationen, wie sie z. B. auf Hütten in Derbyshire und Cornwall vorkommen. Veranlassung zu den Modificationen.

a) Auf den Hütten in Derbyshire[1]) werden schwerspäthige Bleiglanze verschmolzen, welche zur Vermeidung zu grosser Verluste nicht so reich aufbereitet werden, als die Erze von Flintshire, ausserdem auch neben Schwerspath viel kohlensaures Bleioxyd enthalten. Letzteres veranlasst eine wesentliche Abkürzung der Röstarbeiten und die Gewinnung des grössten Theiles des Bleies in der ersten Periode bei so niedriger Temperatur, dass die Schlacken teigartig bleiben und nicht in dem Sumpf schmelzen. Dieselben, in reichlicher Menge vorhanden, werden um den Rand des Sumpfes ausgebreitet, mit Flussspath und Kalk vermengt und einer starken Hitze ausgesetzt, wobei der Bleiglanz durch den Kalk zerlegt und der Schwerspath durch den Flussspath flüssig gemacht wird. Die flüssige Schlacke wird durch eine Seitenthür ausgezogen und bei einem Bleigehalt von 5—8 % abgesetzt, das Werkblei aber abgestochen und die auf demselben befindliche Schicht von Oxysulphureten, wie in Flintshire, mit Kalk und zuletzt mit Steinkoh- Derbyshirer Verfahren.

1) RIVOT c. l. p. 346. B. u. h. Ztg. 1862. S. 243.

[redacted]



lenklein entbleit. Die hierbei erfolgenden Rückstände schmilzt man nochmals im Schlackenherd durch. Man erhält bei diesem Verfahren weit weniger nochmals zu bearbeitende Schlacken, als in Flintshire, wo sämmtliche Schlacken nochmals verschmolzen werden müssen; bei 70 procentigem Bleiglanz erfolgen in der ersten Periode schon 60% Blei bei niedriger Temperatur und die Arbeitszeit wird, wie angeführt, wegen des Gehaltes an Weissbleierz wesentlich abgekürzt.

Der Verlauf der Arbeit ist nachstehender: Rösten von 800 Kil. Erz etwa 2 Stunden bis zum Eintritt von Rothglühhitze, Hervorbringung der Reactionen durch schärferes Feuern bei geschlossenen Thüren, etwa 1 stündiges Rösten, Auffeuern und Wenden, so dass nach $3^1/_2$ Stunden vom Anfang an der Ofen in helle Rothgluth gekommen und an 60% Blei erhalten sind; Einmengen von 54 Kil. Flussspath und 146 Kil. Kalk unter die ausgebreiteten Schlacken, heftiges Feuern und Ausziehen der flüssigen Schlacken, nachdem das Aussaigern von Blei aufgehört. Zerlegung der das Metallbad bedeckenden Oxysulphurete mittelst Kalk und Kohle bei verstärkter Feuerung, Ausziehen der Rückstände nach etwa 6 stündiger Arbeit.

Ausweis. Man setzt in 24 St. an 5,20 Ton. Erz mit 2—2,10 Ton. Steinkohlen durch und erhält von 1 Tonne Erz mit 0,7 Ton. Blei an 0,630 Ton. Werkblei mit fast allem Silber, 0,300 Ton. absetzbare Schlacken mit 0,025 Ton. Blei und 0,100 Ton. Rückstände mit 0,035—0,036 Ton. Blei für den Schlakkenherd. Das Gesammtbleiausbringen von 1 Ton. Erz beträgt etwa 0,666 T. Blei, so dass nur 0,034 T. verloren gehen. Bei der Annahme, dass die trockene Probe den Bleigehalt um 5% zu niedrig angibt, berechnet sich der wirkliche Bleiverlust auf 10%. Dieses günstige Resultat ist dem Weissbleierzgehalte des Bleiglanzes zu verdanken; wären die Flintshireerze reich an solchem, so würde sich ihre Verhüttung noch weit günstiger stellen.

Die Rückstände geben im Schlackenherd nebst Rauch und Abfällen 33—34% ziemlich reines Blei.

b) Auf der Bleihütte bei Par[1]) in Cornwall werden neben cornischem Bleiglanz mit 60—75 % Blei silberreiche Schlammschliege mit nur 16 % Blei und ein kupferkiesiger Bleiglanz mit 20—30 % Blei verschmolzen, nachdem man eine Gattirung hergestellt hat, welche 50 % Blei und etwa 30 Unzen Silber pro Tonne enthält. In einem besonderen Röstofen werden Chargen von 2 Tonnen 20 St. lang unter wiederholtem Kalkzuschlag mit 1 Tonne Steinkohlen bei allmälig steigender Temperatur geröstet, dabei das Röstgut alle $1/_4$—$1/_2$ Stunde umgewandt. Die Einsätze von 2 Ton. Röstgut werden in einem Schmelzflammofen mit Sumpf innerhalb 3 Stunden nahe flüssig gefeuert, Steinkohlenklein oder Sägespäne und darauf Kalk bis zum Steifwerden eingemengt. Nachdem die Masse unter verstärktem Feuern gehörig durchgearbeitet, wird Flussspath und metallisches Eisen hinzugefügt, Alles in den Sumpf geschmolzen und dessen Inhalt in einen Stechherd entleert, aus welchem die Schlacke auf der Sohle des Hüttengebäudes ins Freie fliesst. Man setzt letztere, selbst wenn sie unrein ist, ab, und behandelt den vom Werkblei abgehobenen Kupferbleistein im Flammofen mit Kochsalz und Eisen, wobei neben Werkblei ein Kupferstein mit 8—12 % Kupfer erfolgt, welcher gewalzt an die Waleser Kupferhütten verkauft wird. Das sehr unreine kupferige Werkblei wird mit Holzgenist umgerührt (gepolt) und die von der Oberfläche mit zwei Brettchen abgezogenen Unreinigkeiten wieder in den Ofen gegeben. Man verschmilzt in 24 St. 3 Chargen à 2 Tonnen mit $2^1/_2$ Tonnen Steinkohlen.

Bleihütte bei Par.

Durch das längere Rösten mit Kalk werden die Schwefelungen grösstentheils in Oxyde verwandelt, welche bei der Reaction in höherer Temperatur auf die noch unzersetzten Schwefelungen zersetzend wirken. Dabei wird Schwefelblei vom Bleioxyd, Schwefelkupfer von Kupferoxyd zerlegt. Das ausgeschiedene metallische Kupfer geht weniger in das gleichzeitig frei gewordene Blei, sondern wird durch immer noch vorhandenen Schwefel geschwefelt. Durch Behandlung mit Kohle und Kalk sucht man gebildetes Bleioxysulphuret mög-

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 244.

lichst zu zersetzen, desgleichen auch durch den Eisenzusatz, welcher aber auch zur Ansammlung des Kupfers in einem Stein, aus Schwefeleisen, Schwefelkupfer und Schwefelblei bestehend, gegeben wird. Damit eine Separation der Massen nach dem specifischen Gewichte stattfinden kann, bringt man Alles durch Flussspathzuschlag in Fluss.

Ein von der eben angegebenen Modification des englischen Prozesses abweichendes, aber selteneres Verfahren ist in B. u. h. Ztg. 1859. S. 379. kurz beschrieben.

### B. Flammofenschmelzen im südlichen Spanien.[1])

Spanien. Während im Innern des Landes der Kärnthner Prozess (S. 59.), so wird in den Küstengegenden wegen billigeren Bezuges von englischen oder noch besser asturischen Steinkohlen der englische Flammofenprozess ausgeführt. Die Flammöfen gleichen in ihrer Construction denen von Flintshire (S. 65.). Länge des Herdes 3,20 Met., Breite an der vordersten Arbeitsthür 2,35 Met., desgl. an der hintersten Thür 2,10 Met., Höhe des Gewölbes über dem Herde am Fuchs 0,405 Met., in der Mitte 0,70 Met., Länge des Rostes 1,65 Met., Breite desselben 0,85 Met., Länge der Feuerbrücke 1,20 Met., Weite des Fuchses 0,45 Met. Man setzt in 24 Stunden 4 Chargen von 25 castil. Ctrn. = 1150 Kil. jede mit 2100 Kil. Steinkohlen durch und erhält durchschnittlich 2800 Kil. Werkblei oder ein Ausbringen von 58—62 %. In Folge des Kalkzusatzes pflegen die Schlacken ärmer und geringer zu sein, als im spanischen Ofen (S. 59.); bei der angewandten höheren Temperatur fällt aber das Blei, eine Schattenseite des englischen Prozesses, unreiner aus, als im spanischen Ofen, während die Production in letzterem wieder geringer ist. Die Schlacken halten noch 16—20 % Blei und geben ein Ausbringen von 12—15 % in kleinen Schachtöfen. Der Bleiverlust durch Verflüchtigung, etwa 5—6 %, wird durch umfangreiche Rauchcondensationsvorrichtungen vermindert. Der mit Kalk zu Ziegeln geformte Rauch mit 30—40 % Blei wird ebenfalls im Schachtofen verschmolzen. Auf 100 Kil. Erz kommen 2,695 Fr., auf 100

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 53.

Kil. Blei 4,40 Fr. Kosten und auf 1 Thl. Blei 0,75 Thle. Steinkohlen.

Das Verschmelzen der Rückstände geschieht in niedrigen Schachtöfen von 0,85—1,30 Met. Höhe, 0,84—0,90 Met. Tiefe und 0,70—0,74 Met. Weite, als Tiegel- oder Sumpföfen zugemacht. Man setzt in 24 Stunden 120—150 Ctr. Rückstände mit 25—30 Ctr. alten Schlacken und 20—24 Ctr. Koks oder 35—40 Ctr. Holzkohlen durch und erhält 17—20 Ctr. = 800 Kil. etwas hartes Blei, also bei 15—18 % Ausbringen und bei einem Aufwand von 1¼ Koks auf 1 Metall. Die Campagnen dauern 5—6 Wochen. Die Schmelzkosten betragen für 100 Kil. Rückstände 1,740 Fr., für 100 Kil. Blei 12,022 Fr. Die Rückstände aus den spanischen Flammöfen (S. 61.) sind leichtflüssiger, als die aus den englischen. Die summarischen Schmelzkosten für Erz und Rückstände betragen in ersteren pro 100 Kil. Erz 3,845 Fr. und für 100 Kil. Metall 16,488 Fr., in letzteren resp. 4,435 Fr. und 16,422 Fr.

Auch werden die Rückstände wohl in einem Zugschachtofen (§. 33. C. 5.) verschmolzen, und zwar setzt man in 24 St. davon 185 Ctr. (8510 Kil.) mit 15 Ctr. (690 Kil.) Rauch und Schlacken, zusammen 9200 Kil. mit 26 Ctr. (1200 Kil.) Koks durch. Das Ausbringen an Blei beträgt 14—1600 Kil. oder 16—17 %, auf 100 Kil. Rückstände kommen 1,381 Fr., auf 100 Kil. Blei 8,47 Fr. Kosten, während bei Verarbeitung derselben Rückstände im Gebläseofen auf 100 Kil. Blei 12,022 Fr. kommen. 13 % Koks gehen aufs Rohmaterial.

C. Oberharzer Schmelzversuche.[1]) Der auf dem Harze zunehmende Mangel an Kohlen hat hauptsächlich in den dreissiger Jahren Veranlassung gegeben, Oberharzer Bleiglanz in einem Flammofen zur Clausthaler Silberhütte (Bd. I. Taf. II. Fig. 260, 261) nach englischer Methode versuchsweise zu verschmelzen. Bei dem oft bis 17 % steigenden Kieselerde- und Thonerdegehalt der aufbereiteten Bleiglanze trat aber während der Röstung stets eine Verschlakkung ein, in Folge dessen sich beim Einschmelzen des Röstgutes, neben mehr oder weniger Werkblei, eine steinige

Oberharzer Versuche.

1) Karsten's Arch. 2 R. X, 90. Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860. S. 580. — B. u. h. Ztg. 1854. S. 166.

Masse bildete, aus welcher kein Werkblei aussaigerte. Auch ein Gehalt an Schwefelantimon und Spatheisenstein beförderte die Verschlackung. Mit abwechselndem günstigen und minder besseren Erfolge fand ein Einmengen von Kalk während des Röstens und Schmelzens statt. Bei den gutartigsten Erzen wurde gegen die Anlage ein Ausbringen von 60—70 % Blei erzielt, bei den kieselerdereicheren Erzen dagegen sank dasselbe auf 20 % und darunter. Wegen der grossen Verschiedenheit der Oberharzer Bleierze von den englischen stand man im Jahre 1835 von weiteren Versuchen ab.

Die detaillirte Einrichtung des aus Flintshire entlehnten Clausthaler Versuchsflammofens ergibt sich aus den Taf. II. Fig. 25—32. dargestellten Zeichnungen: *a* Rost, *b* Feuerbrücke, *c* Ofensohle, *d* Bleisumpf, *e* Arbeitsthüren, *f* Fülltrichter, *g* Stechherd, *h* Stichöffnung, *i* mit einer Thür verschliessbare Oeffnung zum Ablassen von Schlacke, Einbringen von Kalk etc., *k* Kronloch, *l* Schürloch, *m* geschleifter Fuchs, *n* Register, *o* Füchse, *p* Flugstaubkammern, *q* Esse, *r* Flammofengebäude.

---

## Drittes Kapitel.

# Französischer Flammofenprozess.

Theorie. §. 11. Allgemeines. Bei anhaltender und allmälig steigender Rösttemperatur geht Bleiglanz zum grössten Theil in schwefelsaures Bleioxyd, weniger in Bleioxyd über. Wird die Röstung in einer gewissen Periode, wenn neben vorwaltendem schwefelsauren Bleioxyd noch unzersetzter Bleiglanz vorhanden ist, unterbrochen und die Temperatur, jedoch nicht bis zum Schmelzen, gesteigert, so wirken die Bestandtheile des Röstgutes in der Weise zersetzend auf einander ein, dass neben geringer Ausscheidung von metallischem Blei unter Bildung von schwefliger Säure Bleioxyd entsteht, welches sich dann beim Behandeln mit Kohle reducirt.



$$\dot{P}b + 3\,\dot{P}b\,\dddot{S} = 4\,\dot{P}b + 4\,\ddot{S}$$



$$4\,\dot{P}b + 4\,C = 4\,Pb + 4\,\dot{C}$$

Neben dem Bleioxyd noch vorhandenes schwefelsaures Bleioxyd wird von der Kohle ebenfalls zerlegt. Dasselbe verwandelt sich nach GAY-LUSSAC[1]) mit überschüssiger Kohle unter Entwicklung von Kohlensäure in $\dot{P}b$. Bei gleichen Aequivalenten beider entwickelt sich bei niedriger Temperatur Kohlensäure und nur die Hälfte des Bleivitriols wird in $\dot{P}b$ verwandelt ($2\ \dot{P}b\ \dddot{S} + 2\ C = \dot{P}b\ \dddot{S} + \dot{P}b + 2\ \dot{C}$). Bei gesteigerter Glühhitze zersetzt sich das $\dot{P}b\ \dddot{S}$ mit dem $\dot{P}b$ in metallisches Blei und schweflige Säure (Kärnthner Prozess). Wendet man auf 2 Aequ. $\dot{P}b\ \dddot{S}$ nur 1 Aequ. Kohle an, so wird bei gelindem Glühen zuerst $\frac{1}{2}$ Aequ. $\dot{P}b$ erzeugt ($4\ \dot{P}b\ \dddot{S} + 2\ C = 3\ \dot{P}b\ \dddot{S} + \dot{P}b + 2\ \dot{C}$), welches sich bei stärkerem Glühen mit den $1\frac{1}{2}$ Aequ. $\dot{P}b\ \dddot{S}$ in $\ddot{S}$ und $\dot{P}b$ umsetzt ($3\ \dot{P}b\ \dddot{S} + \dot{P}b = 4\ \dot{P}b + 4\ \ddot{S}$).

Auf diesen chemischen Thatsachen beruht der französische Röstreductionsprozess im Flammofen, welcher seine Entwicklung und Ausbildung zu Poullaouen in der Bretagne erhalten hat. Nach dieser Methode lassen sich unreinere, kieselige Bleierze verschmelzen, als nach der englischen Methode, indem die dabei angewandte niedrigere Rösttemperatur weniger leicht eine Verschlackung veranlasst. Der Prozess stellt sich indess hinsichtlich des Metallausbringens ungünstiger, sobald der Quarzgehalt der Beschickung über 5 % steigt, indem alsdann selbst bei der niedrigen Rösttemperatur eine die fernere Röstung störende Verschlackung eintritt. Ein Schwefelkiesgehalt vermehrt zwar die Rückstände, befördert aber die Bildung von schwefelsaurem Bleioxyd; Zinkblende wirkt insofern günstig, als das beim Rösten gebildete Zinkoxyd mit der Kieselerde ein strengflüssiges Silicat bildet, welches einer Sinterung entgegen tritt. Ausserdem wirkt die Blende mechanisch als Ansteifungsmittel und macht das Rösten lebhaft. Das Durchsetzquantum im französischen Ofen ist geringer, als das im englischen, die Dimensionen des ersteren sind kleiner und auch die Form des

Dafür passende Erze.

1) ERDM., J. f. pr. Ch. XI, 68.

mit einem Sumpfe versehenen Herdes ist zweckentsprechend abgeändert.

Schmelzprozess zu Poullaouen.

§. 12. Beispiele für den französischen Flammofenprozess. A. Zu Poullaouen[1]) verschmilzt man eine Beschickung von Poullaouener[2]) silberarmem Bleiglanz und Huëlgoeter[3]) silberhaltigen Erden mit durchschn. 54 % Blei und 5 Lth. Silber im 100pfündigen Ctr., in welchen Schwefelkies, silberreiche Zinkblende[4]) und Quarz enthalten sind. Der Flammofen (Bd. I. Taf. XI. Fig. 262, 263) wird mit Steinkohlen oder Holz geheizt, und ist in ersterem Falle der Rost höher gelegt und die Feuerbrücke schmäler gemacht. Nachdem der Ofen nach dem Einschlagen eines Herdes aus Thon 2 Monate lang allmälig ausgetrocknet und vorsichtig abgewärmt ist, beginnt man mit dem Eintragen eines Schmelzpostens von 500 Kilogr. (10 Ctrn.), welcher dazu dient, den Herd mit Schwefelblei zu tränken. Nach 24 Stunden zieht man das nicht Eingesogene aus dem Ofen und verstärkt die Ladungen, welche immer mehr Blei geben, allmälig so weit, dass mit dem 9ten Posten der Ofen seine volle Ladung von 26 Ctrn. enthält. Mit dem 13.—15. Posten wird das Ausbringen an Werkblei regelmässig und der Ofen kommt in den gehörigen Gang. Nach dem 1/2 Stunde erfordernden Eintragen des Erzes, wovon 2/3 vor die Feuerbrücke und 1/3 an die gegenüberliegende Seite kommt, beginnt man zu feuern, bis sich nach 1 1/2 Stunden eine 1 1/2—2 Zoll starke Kruste von schwefelsaurem Bleioxyd gebildet hat, was den Beginn der Röstung anzeigt (Erste Periode). Bei Herabstimmung der Temperatur bis zum Braunroth be-

1) Beaunier und Gallois im Journ. d. min. XVI, 193; Karst., Arch. 1 R. VI, 161. — Journ. d. min. XIII, 272; XX, 419. — Ann. d. min. 1 sér. III, 549; VII, 21; 3 sér. XVIII, 161; 4 sér. IV, 331. — Erdm., J. f. ök. u. techn. Ch. XIII, 197. Kerl, B. u. h. Ztg. 1854. S. 178. Kutscher, ibid. 1859. S. 341. Rivot c. l. 611, 620, 630.

2) Berthier, analyt. met. Chem., deutsch von Kersten, II, 629. — Cotta, Erzlagerst. II, 429, 685, 687.

3) Damour in Ann. d. min. 3 sér. XVII, 19. Cotta, Erzlagerst. II, 429.

4) B. u. h. Ztg. 1862. S. 9.

ginnt die zweite Periode, die eigentliche Röstung, indem man die Kruste zerschlägt und unter das darunter befindliche Röstgut, welches fortwährend translocirt wird, mengt, wobei man abwechselnd vor der Vorder-, Mittel- und Hinterthür arbeitet.

Nachdem man abermals sich eine Kruste hat bilden lassen, dieselbe wieder dem übrigen Röstgute einverleibt und dadurch die Bildung von schwefelsaurem Bleioxyd begünstigt ist, beginnt das Röstgut zu kleinen Klumpen zusammen zu backen, es kommen einzelne Werketropfen — durch Einwirkung des Schwefelbleies auf den Bleivitriol wie beim Kärnthner Prozess gebildet — zum Vorschein und damit schliesst die etwa 4 Stunden dauernde zweite oder Röstperiode, und die dritte Periode, die der Werkebildung, nimmt ihren Anfang. Diese besteht darin, dass man zur Reduction des im Röstgute durch Einwirkung des Bleivitriols auf den unzersetzten Bleiglanz gebildeten Bleioxydes Holzknüppel unter das Röstgut mengt, nachdem dieses zuvor, wenn erforderlich, mit Kohlenklein angesteift worden. Man arbeitet abwechselnd vor den verschiedenen Thüren Holz in das Röstgut ein, bis sich nach 4—5 Stunden vom Anfang der Werkebildung der Sumpf mit Blei gefüllt hat, worauf man die Werke absticht und vor dem Einschöpfen in Formen durch Umrühren mit Holzgenist reinigt. Hierauf steigert man die Temperatur und setzt das Wenden des Röstgutes und das Einmengen von Holz fort, sticht nach $1^1/_2$ Stunden zum zweiten Male und nach wieder $1^1/_2$ Stunden zum dritten Male das Werkblei ab. Die Erze von der Hinterthür werden zuletzt vor der Feuerbrücke bei hoher Temperatur behandelt, wobei noch Werkblei für den letzten Abstich erfolgt. Nach Ablauf von 16 Stunden vom Beginne der Arbeit zieht man die nicht zur Besserung des Herdes dienenden Rückstände mit 20—30 % Blei und $^1/_3$ Loth Silber aus dem Ofen und verschmilzt dieselben entweder in 5 Fuss hohen Krummöfen oder in einem Flammofen (Four Viennois, S. 93) mit bleiischen Producten, 10 % Eisen und silberhaltigem Eisenstein und Quarz von Huelgoet auf Werkblei von etwa 16 Loth Silbergehalt. Man verarbeitet im Rückstandsflammofen in 24 Stunden 84 Ctr. Beschickung. Der

Krummofen fördert weniger, gibt aber ärmere Schlacken und weniger Bleiverlust durch Verflüchtigung.

Der Rauch mit 38—40 % Blei und ½ Loth Silber wird im Flammofen wie gewöhnliches Erz, nur mit Weglassung der 4stündigen Röstperiode, behandelt. In 12 Stunden werden 16 Ctr. Rauch verarbeitet. Von 15000 Ctr. Erz, welche gewöhnlich in einem Flammofen behandelt werden, erfolgen durchschnittlich 225 Ctr. oder 1—2 % Rauch.

Der Herd des Flammofens, welchen man alle 1½ Jahre ausräumt, wird bei der Krummofenarbeit zugeschlagen.

Der gesammte Bleiverlust schwankt je nach den auf den Flammofenbetrieb influirenden Witterungsverhältnissen, der Beschaffenheit des Brennmaterials etc. zwischen 3,8 und 6,6 % gegen die Anlage an Werkblei. Reducirt man das Brennmaterial nach dem Gewichte auf Holzkohlen, wobei ein Ausbringen von 20 % Kohlen aus dem Holze anzunehmen ist, so kommen auf 1 Gewichtstheil Kohle 2—3,5 Gewichtstheile verschmolzenes Erz. Der Roheisenverbrauch beträgt 2,4—3 %. Nach Rivot erhält man von 1 Tonne (1000 Kil.) Erz 0,470 Ton. Werkblei mit 291,4 Grm. Silber und 0,324 Ton. Rückstände mit 0,123 Ton. Blei und 5,60 Grm. Silber. Man erhält im Flammofen 71 % des im Erze enthaltenen Bleies; an 20 % Blei bleiben in den Rückständen, während sich das Silber meist im Werkblei befindet.

Die Schmelzkosten für 1 Tonne Erz sind folgende:

| | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Arbeitslöhne . . . . . . . | | | 1 | Fr. | 542 | C. |
| Holz . . . . | 0,8080 | Ton. | 5 | „ | 656 | „ |
| Steinkohlen . . | 0,1850 | „ | 6 | „ | 475 | „ |
| Gezäh . . . . | 0,0115 | „ | 3 | „ | 450 | „ |
| Verschied. Kosten . . . . | | | 1 | „ | 500 | „ |
| | | | 18 | Fr. | 623 | C. |

Der Bleiverlust pro Tonne Erz beträgt 0,067 Ton. im Werthe von 33 Fr. 50 C., der Silberverlust 0,0056 Kil. im Werthe von 1 Fr. 23 C., zusammen 34 Fr. 73 C.

Im Vergleich mit dem englischen Prozess (S. 68) erfordert der Poullaouener mehr Brennmaterial wegen der Holzanwendung und längeren Röstung, gibt weniger Blei im metallischen Zustande und der Bleiverlust ist grösser.

(Analysen von Hüttenproducten in Bd. I. S. 752, 851.)

B. Zu Pesey[1]) in Savoyen ist der französische Flammofenprozess mit der Abänderung eingeführt, dass man dem Herde grössere Dimensionen gegeben und denselben durch eine vertikale Scheidewand in zwei durch eine Oeffnung communicirende Räume getheilt hat. Während man in dem vordern, der Feuerbrücke am nächsten gelegenen Theile die Reduction hervorbringt, röstet man in dem hintern und erreicht dadurch eine grössere Production, sowie einen geringeren Bleiverlust und Brennmaterialverbrauch. Die Hitze im vorderen Raume steigert sich sehr leicht so hoch, dass eine Schmelzung des Röstgutes eintritt, weshalb man wohl den Herd nach jeder Schmelzung durch Eingiessen von Wasser abkühlt. Früher hat man die Erze zu Pesey in Halbhohöfen und in schottischen Oefen verschmolzen.[2]) (Analysen von Hüttenproducten Bd. I. S. 752, 851.) Pesey.

C. Auf Clausthaler Silberhütte[3]) im Oberharz hat man versucht, den Bleiglanz der dasigen Gruben nach der französischen Methode im Flammofen zu verschmelzen, allein ohne guten Erfolg, indem der zu bedeutende Kieselerdegehalt der Bleiglanzschliege störend in den Weg trat und schon bei geringer Röstung eine Verschlackung herbeiführte. Oberharzer Versuche.

D. Zu Corfali in Belgien verarbeitet man Einsätze von 1300 Kilogr. kalkigen, kiesigen und blendigen Bleiglanzen in 16 Stunden, wovon 6 Stunden aufs Rösten und die übrigen 10 Stunden auf das Reduciren des Bleioxyds durch Einmengen von Holzknüppeln verwandt werden. Man verbraucht dabei $4^1/_2$ Hectoliter fette Steinkohlen, $^1/_3$ Cordes Holz und bringt 50—60 % Blei aus. Corfali.

Die Rückstände von diesem Schmelzen werden in einem Flammofen mit geneigtem Herd (Four Viennois, Taf. I. Fig.

---

1) Dumas, angew. Ch. IV, 240. — Lelivec im Journal d. min. XX, 419. Berthier in: Ann. d. min. 1 sér. III, 549. Replat in: Ann. d. min. 3 sér. XVIII, 161; 4 sér. IV, 331. — Berthier, met. analyt. Chem., deutsch von Kersten, II, 629, 647. — Cotta, Erzlagerst. II, 331.

2) Karst., Arch. 1 R. VI, 148.

3) Kerl, Oberh. Schmelzprozesse 1860. S. 581. Kerl in: B. u. h. Ztg. 1854. S. 217. No. 25.

18, 19) mit Roheisen verschmolzen. Der Schlackenbildung wegen breitet man auf der Sohle des Ofens 50 Kilogr. Kalkstein aus, setzt darauf 250 Kilogr. Rückstände, 250 Kilogr. arme erdige Erze und 60 Kilogr. Eisen. Nach 5 Stunden wird das Blei abgestochen und der Ofen neu geladen. Man verbraucht auf eine Charge $4^1/_2$ Hectoliter Kohlen.

Von 56128 Kilogr. Bleierzen erfolgten in 31 Tagen mit 193 Hectolit. Steinkohlen und 22 Cordes Holz 37957 Kilogr. Blei = 67,62 % und 8490 Kilogr. Rückstände mit 2547 Kilogr. Blei, so dass das ganze Bleiausbringen 72 % beträgt.

Zur Verschmelzung im Four Viennois kamen während 20 Tagen 27000 Kilogr. Rückstände und 16000 Kil. armer Bleiglanz. Es erfolgten davon 12,561 Kilogr. = 28,65 % Blei mit 454 Hectoliter Steinkohlen, 5310 Kilogr. Brucheisen und 1740 Kilogr. Wascheisen.

Vortheilhafter verschmilzt man die Rückstände mit [illegible]zen und Eisenfrischschlacken in Tiegelöfen von 3,66 M. Höhe über der Form, welche im Niveau der Form 0,85 M., bei 2,51 Meter Höhe über der Form 0,56 Meter und oben 0,76 Meter tief sind; die Weite beträgt resp. 0,62; 0,58 und 0,78 Meter. Die Tiefe des Tiegels beträgt 0,40 Meter; die Windpressung 0,70—0,90 Meter Wassersäule.

Eine Beschickung von

| | | | |
|---|---|---|---|
| 1000 | Kilogr. | Flammofenrückständen | mit 39% Blei |
| 2000 | „ | Weissbleierz | |
| 1200 | „ | Eisenfrischschlacken | |
| 1200 | „ | Geschur mit 20% Blei | |
| 5400 | Kilogr. | | |

im Ganzen, werden mit $8^1/_2$—9 % Koks verschmolzen. Der Bleiverlust beträgt $2^1/_2$ %, wovon $^1/_2$ % in den Schlacken enthalten ist und 2 % sich in den Rauchkammern sammeln. Ein Ofen geht 6 Wochen.

Stolberger Hütten.

E. Hütten zu Bleiberg und Binsfeldhammer in der Gegend von Stolberg bei Aachen. Die zur Verhüttung kommenden Erze sind entweder frei von Kupfer oder enthalten nur Spuren davon, sind dagegen mehr oder weniger antimonhaltig, so dass die erfolgenden Werkbleie behuf des Pattinsonirens im Flammofen vorher raffinirt werden müssen.

Erze.

1. Bleiberger Hütte. Der auf der Bleiberger Contactlagerstätte [1]) vorkommende Bleiglanz besteht zum grössten Theil aus reinem Stufferz mit 82 % Blei, $^3/_4$ % Antimon und in 1000 Kil. mit 140 Grm. Silber, wonach die Beimengungen von Quarz ($^1/_4$—1 %), Blende und Schwefelkies, selten Kalkspath nur unbedeutend sind. Bleiberg Hütte.

Zum Verschmelzen der Erze dienen Flammöfen mit einer Feuerung an jeder Seite (Taf. I. Fig. 11—14). *a* Rost, *b* Feuerbrücke, *c* Ofensohle, *d* Bleisumpf, *e* Arbeitsthüren, *f* Stechherd, *g* Schürloch, *m* Füchse, *n* Esse. Der Herd fällt von der Feuerbrücke aus nach der Mitte zu und bildet hier durch etwas steileren Fall einen Sumpf, welcher ebenfalls wieder von einer Breitseite des Ofens nach der andern fällt und von da in einen ausserhalb des Ofens liegenden eisernen Stechherd mündet. Von den 3 Arbeitsthoren auf jeder Längsseite dienen nur die beiden äusseren zum Manipuliren auf dem Herde, welcher aus Schlacken vom Verschmelzen der Flammofenrückstände oder aus letzteren selbst $1^1/_2$—2 Fuss stark auf einer Ziegelsteinsohle aufgeschmolzen und durch gebrannten Kalk angesteift und strengflüssiger gemacht ist. Erzschmel

Während $^1/_2$ Stunde setzen 4 Mann 2000 Kil. Erz in den gehörig abgekühlten Ofen ein; man lässt dasselbe bei verschlossenen Arbeitsthoren $^3/_4$—1 Stunde in mässiger Temperatur rothglühend werden und wendet dann mit eisernen Spateln alle $^1/_2$ Stunden etwa 7—8 Minuten lang, indem immer beide Arbeiter von den einander gegenüber liegenden Arbeitsthoren gleichzeitig anfangen und jeder bis in die Mitte schaufelt. Nach etwa 5 Stunden vom Anfang an wird bei der immer nur allmälig gesteigerten Temperatur das Röstgut fett, beginnt zu rauchen und leichtflüssige Antimonbleiverbindungen fliessen in geringer Menge, noch ehe die eigentliche Reaction des $\dot{P}b\dddot{S}$ auf $\dot{P}b$ beginnt, aus dem Sumpf in den Stechherd. Hat sich von dieser Masse eine gewisse Quantität gebildet, so wirft man glühende Kohlen und Steinkohlenklein in den Stechherd, rührt um, hebt die

1) v. COTTA's Erzlagerst. II, 137.

vom Blei sich trennende Schlacke ab und gibt sie in den Ofen zurück.

Sobald das Röstgut auf dem Herde breiiger wird, steift man dasselbe durch Einmengen einiger Schaufeln voll Kohlenklein an. Etwa 8 Stunden vom Einsetzen an beginnt bei der erhöhten Temperatur eine reichliche Bleiausscheidung und es sondert sich im Stechherd auf dem Blei nur wenig Schlacke ab, welche — von andern Eigenschaften, als die zuerst sich bildende — bröcklich ist, rasch erstarrt und beim Erkalten noch Bleitropfen fahren lässt. Nach $10\frac{1}{2}$—11 Stunden ist der ganze Prozess beendigt und der Ofen bleibt 1—$1\frac{1}{2}$ Stunden zur Abkühlung stehen. Man bringt von 82 % Blei im Erz etwa 60 % Blei aus, welches zu Anfang 260, später 180 Grm. Silber in 1000 Kil. hat. Die Rückstände enthalten oft bis 70 % Blei und viel Antimon. Der Kohlenverbrauch beträgt in 24 Stunden 30 Scheffel und der Bleiverlust 5—6 %, wird aber durch Zugutemachung des Inhalts der umfangreichen Condensationskammern viel geringer.

**Rückstandsschmelzen.** Das Werkblei wird raffinirt (§. 54, E. 2.) und pattinsonirt, die Rückstände mit 60 % Eisenfrischschlacken, 18 % Kalk und Ziegelstücken, 6 % unreinen Schlacken und 14 % Koks in etwa $5\frac{1}{2}$ M. hohen, 1 M. tiefen und 1,2 M. weiten, fast quadratischen Tiegelöfen verschmolzen, welche sich nach unten schwach konisch verengen und 2 Wasserformen bei 5 Centim. Düsendurchmesser und 25—30 Centim. Wasserpressung besitzen. Der mit Gestübbe ausgeschlagene Tiegel hat etwa 40 Centim. Tiefe und das offene Schlackenauge liegt 20 Centim. unter den Formen. Man verarbeitet in 24 Stunden 8—10000 Kil. Rückstände und erhält bei 5—7 wöchentlicher Campagne keine oder nur geringe Eisensauen. Das sehr harte Blei mit 60—80 Grm. Silber in 1000 Kilogr. wird im Flammofen raffinirt (§. 54, E. 2) und pattinsonirt, die geringe Menge Stein mit 5—10 % gemahlen, im Flammofen abgeröstet und beim Schachtofenschmelzen zugeschlagen. Die in eiserne Töpfe fliessende basische Schlacke mit 0,3—0,5 %, höchstens 1 % Blei wird abgesetzt.

2. **Binsfeldhammerhütte.** Man verschmilzt die durch Handscheidung gewonnenen kalkigen Bleiglanze mit 70 % Blei und 600 Grm. Silber in 1000 Kil. von der Grube Breiniger Berg im Flammofen, dagegen werden die ärmern und unreinern (Blende, Schwefelkies und Kalkspath haltigen) Erze von der Aufbereitung dieser Grube mit 55—60 % Blei, sowie angekaufte Erze aus dem Siegenschen, von Bensberg etc. mit Quarz, Spatheisenstein, Kupferkies etc. geröstet und mit den Flammofenrückständen im Schachtofen verschmolzen, nachdem sie gehörig mit einander gattirt sind. Stufferze und Setzgraupen werden feingemahlen. Binsfeldhammerhütte.

Der Flammofenprozess wird ähnlich ausgeführt, wie zu Bleiberg, nur wendet man kleinere Oefen mit 1 Feuerung an, welche 1000 Kil. Beschickung fassen, aber in 24 Stunden auch 30 Scheffel Kohlen consumiren. Alle 9 Stunden wird eine Charge vollendet. Beim Einsetzen des schliegförmigen Erzes ist die Temperatur im Ofen sehr hoch, da dieses sofort nach beendigter voriger Charge geschieht, und man erhält diese Temperatur, bis das Erz unter häufigem Wenden durch und durch glühend geworden ist. Erst dann wird die Temperatur erniedrigt und man röstet so vom Einsetzen an etwa 5½ Stunden. Hierauf mengt man die Schlacken, welche mit dem Blei bei der vorigen Charge ausgeflossen waren und etwas Koks- und Kohlenklein enthalten, unter die Röstpost und gibt hohe Temperatur, wobei alsbald der grösste Theil des Bleies in den Sumpf strömt. Man wendet während dieser Periode seltener, etwa nur alle ¾ Stunden. Nach Verlauf von 8 Stunden wird zum letzten Male gewendet, die Rückstände aus dem Ofen gezogen, der Inhalt des Sumpfes mit gelöschtem Kalk und Kohlenklein umgerührt und in den vorher erwärmten Stechherd abgestochen. Die Schlacke wird, nachdem sie mit glühenden Kohlen und Kohlenklein umgerührt, vom Blei abgehoben und zur nächsten Charge gegeben. Flammofenschmelzen.

Man erhält von den 70 % im Erze enthaltenen Blei etwa 40 Einheiten. Das weiche Blei enthält 800—900 Grm. Silber in 1000 Kil., wird raffinirt (§. 54, E. 2.) und pattinsonirt und die Krätzen vom Raffiniren wieder in die Erzbeschickung vertheilt. Dieselben sollen für die Folge mit

dem Stein vom Rückstandsschmelzen auf Hartblei verschmolzen und dadurch ein besseres Pattinson'sches Blei und ein geringerer Silberverlust beim Abtreiben des Reichbleies erzielt werden.

:kstand-melzen.

Die Flammofenrückstände mit 30—40% Blei werden mit gerösteten Erzen der zweiten Sorte, und zwar 100 Thle. mit 60% Eisenfrischschlacken, 15% Kalk und 20% Koks wie zu Bleiberg (S. 86) verschmolzen. Bei diesem Rückstandsschmelzen spielt das Antimonoxyd eine wesentliche Rolle, indem dasselbe mit Bleioxyd eine Verbindung gibt, welche nur bei sehr hoher Temperatur und durch Kohle zerlegt werden kann, ein insofern günstiges Verhalten, als dabei einerseits antimonarmes Flammofenblei und antimonreiches Rückstandsblei sich erzeugen lässt. Auch die Theilung des Silbers zwischen Flammofenund Rückstandsblei ist eine sehr günstige.

Das Rösten der quarzigen und sonst verunreinigten Erze geschieht in Doppelflammöfen mit $5\frac{1}{2}$ M. langem und 2 M. breitem Herde, mit 4 Arbeitsthoren auf jeder Sohle und auf einer Seite des Ofens. Man macht auf jeder Sohle 2 Abtheilungen und lässt eine Charge von 2000 Kil. auf jeder

[redacted]

F. Auf mehreren Bleihütten an den Rhonemündungen[1]) in Frankreich ist der Poullaouener Prozess üblich, hauptsächlich für sardinische und spanische Erze mit kalkiger oder schwerspäthiger Gangart, 60—80 % Blei, sehr wenig Kieselerde und Blende. Im einfachen Ofen setzt man in 24 Stunden 3000 Kil. Erz mit 1000 Kil. Steinkohlen durch und sticht das Blei alle 8 Stunden ab; in den aus Savoyen (S. 83) entlehnten Doppelöfen (Taf. I. Fig. 17) dauert für einen Posten von 12—1400 Kil. Erz die Röstung auf dem hintern Herd 8, die Reduction auf dem vorderen auch 8 Stunden. Auf 1000 Kil. Erz gehen 400—500 Kilogr. Kohlen. Die Arbeit in diesen Oefen ist schwieriger, als in einfachen; es bezeichnet *a* den Röst- und *b* den Schmelzherd. *c* Stechherd. *d* Arbeitsöffnungen. Rhonehütten

G. Zu Bottino[2]) in Toskana werden reiche Erze mit mindestens 55 % Blei in Chargen von 733 Kilogr. 10 Stunden auf der hintern Sohle eines Doppelofens geröstet, dann 10 Stunden auf dem vorderen Herd behandelt. 85000 Kil. Erz gaben mit 313 Cubikmeter Holz 39601 Kil. Werkblei und 23370 Kil. reiche Schlacken mit 20 % Blei. Bottino-Hütte.

## II. Theil.

### Zerlegung des Bleiglanzes in Flammöfen durch Eisen (französische Niederschlagsarbeit, Vienner Schmelzmethode).

§. 13. Allgemeines. Für diesen Prozess, welcher zu Vienne im Departement Poitou ausgebildet ist, eignen sich bleireiche und silberarme Bleiglanze, welche so viel Kieselerde (über 5 %), Thon oder überhaupt Silicate enthalten, dass sie sich mit Vortheil nicht mehr auf gewöhnliche Weise im Flammofen verarbeiten lassen. Silberreichere oder bleiärmere Erze mit den bezeichneten Gangarten verschmilzt man mit besserem ökonomischen Erfolg in Schachtöfen. Der Vienner Prozess ist zwar einfach, meist aber so kostspielig, dass er sich nur in seltenen Fällen empfiehlt. Anwendbarkeit.

1) Simonin in: Bull. de la société de l'industrie minérale. II, 412, 413, 429, 430. (Mit Zeichnungen.)
2) Caillaux in: Bull. de la société etc. II, 697.

Wesen des Prozesses.

Der Prozess besteht im Allgemeinen darin, dass man das Erz in einem Flammofen, welcher behuf Hervorbringung höherer Temperaturen kleiner ist, als andere Bleiflammöfen, mit Eisen gemengt vor der Feuerbrücke rasch erhitzt, bis die Masse zu fritten beginnt. Dann unterhält man diese Temperatur einige Stunden unter Durcharbeiten der teigigen Schmelzmasse und steigert, sobald alles Eisen verschwunden ist, die Temperatur bis zum völligen Fluss, worauf Alles in den Sumpf fliesst und sich hier nach dem specifischen Gewichte sondert. Man lässt die Producte durch den Stich in einen Stechherd ab, worin sich das Blei ansammelt, während Stein und Schlacke über dessen Rand auf die Hüttensohle fliessen und hier erstarren. Nachdem noch der im Stechherde verbleibende Stein von dem Blei abgehoben, wird letzteres sorgfältig durch Umrühren mit Holzgenist namentlich von dem mechanisch eingeschlossenen metallischen Eisen gereinigt und in Formen gegossen, oder nöthigenfalls zur Abscheidung des Eisens nochmals langsam umgeschmolzen. Stein und Schlacke werden, wenn sie nicht silberhaltig sind, abgesetzt; ihre Verschmelzung auf Blei allein im Schachtofen ist meist nicht mehr lohnend, wenn ersterer 5 bis 12 %, letztere 4 bis 6 % Blei enthält.

Bei dem Erhitzen des Bleiglanzes mit Eisen wird ersterer unter Abscheidung von Blei und Bildung von Schwefeleisen zerlegt, welches letztere mit einem Theil unzersetzten Schwefelblei einen Stein bildet. Damit der Bleiverlust durch Verflüchtigung und die Abnutzung des eisernen Gezähes nicht zu bedeutend wird, vermeidet man eine zu hohe Temperatur und sucht durch öfteres Durcharbeiten der breiigen Massen die Reaction des Eisens zu befördern. Da hierbei die Wirkung der Luft nicht ausgeschlossen ist, so bildet sich auch Bleioxyd und Bleisulphat, welche durch Einwirkung auf das Schwefelblei ebenfalls metallisches Blei geben, auch durch Eisen und Schwefeleisen theilweise direct zerlegt werden. Eine völlige Zerlegung des Steines ist nicht zu erreichen, weil seine Flüssigkeit die innige Berührung mit dem Eisen vermindert. Die alsbald entstehende, an oxydirtem Eisen und Blei reiche flüssige Schlacke wird allmälig

durch Einwirkung des eisernen Gezähes, sowie der Schwefelungen mehr oder weniger entbleit.

Da man bei verhältnissmässig hoher Temperatur arbeitet, so würden der Bleiverlust und Verbrauch an theurem eisernen Gezäh sehr bedeutend werden, wenn man nicht den Prozess möglichst zu beschleunigen suchte. Man beendigt deshalb den Prozess, sobald das zugesetzte metallische Eisen verschwunden ist. Damit das Blei nicht zu eisenhaltig wird, darf man bei bleireichen Erzen höchstens einen Zuschlag von 35 % Eisen geben. Der Bleiverlust durch Verflüchtigung beträgt etwa 4 % von dem im Erze enthaltenen Metall.

Obgleich der Bleiverlust durch Verflüchtigung im Schachtofen grösser ist, als im Flammofen, so verdient ersterer doch meistens für Erze der bezeichneten Art den Vorzug. Der Vienner Prozess erfordert viel Brennmaterial, mehr anstrengende Arbeit, viel theures Gezäh und gibt bei silberhaltigen Erzen so silberreiche Steine und Schlacken, dass dieselben noch im Schachtofen durchgesetzt werden müssen, wobei der Hauptvortheil der Methode, Einfachheit der Constructionen und der Arbeiten, Entbehrlichkeit eines Gebläses und der Rauchcondensationskammern etc. dem Schachtofenbetriebe gegenüber verloren geht. Bei kleiner Production und silberarmen, aber bleireichen kieseligen Bleiglanzen können in einzelnen Fällen die bezeichneten Vortheile der Vienner Methode für ihre Einführung sprechen, wenn solches namentlich der Eisenpreis zulässt. Eine Vergleichung der Niederschlagsarbeit in Schacht- und Flammöfen ist in KARST. Arch. 1 R. VI, 97. gegeben.

Zur Ersparung von Eisen kann man nach PHILLIPS [1]) den Bleiglanz durch längeres Rösten bei niedriger Temperatur möglichst vollständig in Bleioxyd und schwefelsaures Bleioxyd verwandeln, das Röstgut dann mit $^1/_2$ % Kohlenklein und 12 % Quarzsand rasch bis zur Kirschrothgluth erhitzen, wobei Bleioxyd reducirt, hauptsächlich aber die Schwefelsäure theils durch Einwirkung der Kohle als schweflige Säure, theils unter Bildung von Bleisilicat dampfförmig von der Kieselsäure ausgetrieben wird. Dann

1) RIVOT, Métallurgie du Plomb et de l'Argent. 1860. p. 65.

mengt man in die Masse, wenn das Aufblähen nachgelassen hat; etwa 10 % metallisches Eisen ein, welches unter Bildung von Eisensilicat metallisches Blei ausscheidet. Waren die Erze silberhaltig, so erfolgt bei diesem Schmelzen eine silberärmere Schlacke, als beim Vienner Prozess, weil sie meist nur oxydirte Bestandtheile enthält, dagegen gibt sie ein geringeres Bleiausbringen (62—65 % bei Erzen mit 75—76 % Blei, 18—20 % Verlust von dem im Erz enthaltenen Blei), erfordert mehr Zeit, Brennmaterial und Löhne. Diese Nachtheile können bei hohen Eisenpreisen durch den geringeren Eisenverbrauch und bei silberreicheren Erzen durch das vollständigere Silberausbringen aufgewogen werden, immer aber wird man schlechtere Resultate, als im Schachtofen erhalten. Sehr reine Eisensteine im Gemenge mit Kohle können zwar das metallische Eisen ersetzen, sind aber selten in der erforderlichen Reinheit zu erhalten. Bei zu viel Eisen entsteht ein eisenhaltiges Blei, bei zu viel Kohle wird leicht aus dem schwefelsauren Blei Schwefelblei gebildet, was einen grösseren Verbrauch von Eisen veranlasst. Ein zu grosser Quarzzusatz vermehrt die Schlackenmenge. Damit der Bleiverlust durch Verflüchtigung nicht zu hoch wird, müssen die Operationen rasch ausgeführt werden.

**Vienne.** §. 14. Beispiele. A. Zu Vienne[1] werden 8 bis 20 Ctr. Bleierze mit 1½—5 Ctr. Eisen und Eisenschlacke während 3—6 Stunden verschmolzen. Die Schlacke schafft man sodann aus dem Ofen, das Blei und der im Wesentlichen aus Schwefeleisen bestehende Lech wird aus dem Sumpf des Ofens abgestochen. Kiesige Erze werden zuvor geröstet, dann mit Kohlenklein und Eisen geschmolzen. Es sollen von Erzen mit 54 Pfd. Bleigehalt 53,5 Pfd. Blei und Leche mit einem Bleigehalte von 1—1½ % erhalten werden, während bei der frühern Verarbeitung derselben Erze durch ordinäre Bleiarbeit in Schachtöfen nur 38—40 Pfd. Blei und Steine mit bis 30 % Bleigehalt erfolgten.

1) Journal des min. XXI, No. 125. p. 381. — Wehrle, Hüttenkde. II, §. 911. S. 253. — Karst., Met. V, 122. — Dumas, angewandte Chemie. IV, 277.

B. Zu Poullaouen[1]) wurden eine Zeitlang reiche Bleiglanze aus Spanien mit quarziger Gangart und 78 bis 83 % Blei im Vienner Ofen (Taf. I. Fig. 18, 19) verhüttet. Die Sohle *a* des mit Holz geheizten Ofens besteht aus Sandstein, ist 0,30 M. dick und ruht auf einem etwa 18° geneigten Gewölbe. Der Fuchs *b* führt in einen 10 M. hohen Schornstein *c*. *d* Bleisumpf. *e* Stechherd. Chargen von 400 Kilogr. Bleiglanz werden, mit 35 %, also 120 Kilogr. altem Eisen oder Gusseisen in grossen Stücken vermengt, auf die S. 90 angegebene Weise innerhalb 4—5 Stunden verschmolzen. Erze mit 82—83 % geben im Flammofen 70—72 % Blei; ausserdem Stein mit 5—12 % und Schlacken mit 4—5 % Blei, welche abgesetzt werden, da sie hinreichend silberarm sind und ein Ausschmelzen des Bleies sich nicht lohnt. Der Bleiverlust durch Verflüchtigung beträgt 4 % von dem im Erze enthaltenen Metall. Nimmt man mehr Eisen, als oben angegeben, so wird das Blei zu eisenhaltig und bedarf eines nochmaligen langsamen Umschmelzens. Poullaouen.

Auch die Rückstände von der gewöhnlichen Flammofenarbeit werden oder wurden wohl mit mehr oder weniger silberhaltigen Bleierzen im Vienner Ofen verschmolzen, z. B. zu Poullaouen (S. 81), Corfali (S. 83) etc.

C. Auf den Bleihütten an den Rhonemündungen[2]) verschmilzt man Bleierze mit 45—50 % Blei und 5—6 % Quarz. Zu St. Louis werden in 24 Stunden 4000 Kil. Erz mit 20 % altem Eisen und $^1/_2$ Tonne Steinkohlenbriquettes auf 1 Tonne Erz durchgesetzt; zu Escalette Chargen von 12—1300 Kilogr. mit 36—40 % Gusseisen oder altem Eisen, zuweilen mit etwas Kalk und Kohle in 8 Stunden. Die eisenreichen Schlacken mit 4—5 % Blei dienen als Entschwefelungsmittel beim Schachtofenschmelzen. Der Ofen hat die aus Fig. 20, 21, Taf. I. ersichtliche Einrichtung. *a* Herd. *b* Rost. *c* Arbeitsöffnung. *d* Stechherd. Rhonehütten.

1) Rivot, Métallurgie du Plomb et de l'Argent. Paris 1860. p. 58.
2) Simonin in: Bulletin de la société de l'industrie minérale à St. Etienne. II, 429 (mit Zeichnungen).

## II. Abschnitt.
## Bleigewinnung in Herdöfen.

**Anwendbarkeit dieser Methode.**

§. 15. Allgemeines. Reine Bleierze, welche sich für die Flammofenarbeit eignen, werden zuweilen in Herdöfen verschmolzen. Bei der Auswahl der einen oder andern Methode ist besonders die Qualität und der Preis des zu Gebote stehenden Brennmaterials massgebend, weshalb man die Herdarbeit meist nur da findet, wo gute Steinkohlen fehlen oder zu theuer sind, und andere Brennstoffe, wie Torf, Holz, Koks etc., zur Verwendung kommen müssen. Im Vergleich mit Flammöfen gestatten die Herdöfen einen geringeren Brennmaterialverbrauch, eine schnellere Arbeit, also grössere Production bei geringeren Arbeitslöhnen, und eine jederzeitige Unterbrechung des Betriebes ohne grosse Wärmeverluste, welcher letztere Umstand Herde für kleinere Hüttenwerke anwendbarer macht, als Flammöfen. Das Blei aus Herdöfen fällt bei unreineren Erzen reiner aus, als in Flammöfen. Dagegen bedarf es bei den sonst einfach herzustellenden Herden eines Gebläses, wozu aber ein Ventilator genügt, und bei der grösseren Bleiverflüchtigung, als in Flammöfen, umfangreicher, kostspieliger Rauchcondensationsvorrichtungen (Bd. I. S. 555), z. B. zu Alston Moore.

**Amerikan. u. schottische Herde.**

Sehr reine Bleiglanze lassen sich ohne Weiteres im rohen Zustande in Herdöfen behandeln (Amerikanische Herdarbeit), unreinere röstet man zweckmässig vorher in Flammöfen ab (Schottische Herdarbeit), indem alsdann ein besseres Ausbringen und leichteres Schmelzen erfolgt. Bei Anwendung erhitzter Gebläseluft kann eine Brennmaterialersparung erreicht werden (Amerikanische Herdarbeit).

**Theorie der Herdarbeit.**

Die chemischen Reactionen, auf welchen die Bleiarbeit in Herden beruht, gleichen denen bei den Flammofenprozessen. Durch Einwirkung von gebildetem Bleioxyd oder schwefelsaurem Bleioxyd auf unzersetzten Bleiglanz soll Blei ausgeschieden und das dabei entstandene Bleioxysulphuret durch Kalk und Kohle zerlegt werden. Die zu behandelnden Massen dürfen dabei nicht zum Schmelzen kommen. Wird der Prozess bei zu hoher Temperatur durchgeführt, so treten nicht nur grössere Blei- und Silberverluste ein, son-

dern das Oxydische wirkt aus früher angegebenen Gründen (S. 43) wenig auf das Schwefelblei ein, es bildet sich viel Oxysulphuret und die Ausscheidung des Bleies vermindert sich. Damit das Blei vor der Einwirkung des Windes geschützt ist, lässt man sich dasselbe in einem tiefern Herde ansammeln.

---

## Erstes Kapitel.

## Bleiarbeit in schottischen Herden.

Theorie.

§. 16. Allgemeines. Der Bleiglanz wird in einem Flammofen theilweise abgeröstet und das Röstgut im schottichen Herde bei Anwendung von kalter Gebläseluft in einen breiigen Zustand versetzt, wobei durch Einwirkung des Oxydischen auf das Geschwefelte Blei aussaigert (S. 43). Hört die Bleiausscheidung auf, so zieht man die Masse aus dem Ofen, sondert die Schlacken ab und bringt die gebildeten Oxysulphurete unter Hinzufügen von Kalk nochmals in den Herd zurück, wobei dieselben sowohl durch den Kalk (S. 48), als den Kohlenstoff des Brennmaterials unter Entstehung des grössten Theils ihres Bleigehaltes zerlegt werden. Die abgesonderten Schlacken werden im Schlackenherde (S. 68), im castilischen Ofen (S. 71) oder in einem sonstigen Schachtofen noch weiter entbleit.

Anwendbarkeit des Prozesses.

Diesem Prozess übergibt man Erze mit einem grösseren Kalkgehalte, welcher die Röstung im Herde selbst beeinträchtigen würde.

Verfahren in England und Schottland.

§. 17. Beispiele. A. Dieses Verfahren, in Cumberland, Northumberland und Durham[1]) gebräuchlich, wird z. B. in grösserer Ausdehnung auf dem Bleiwerk zu Nenthead, etwa 2 St. von Alston Moore (John Millican Esq.

1) Wehrle, Hüttenkde. II, 263. — Karst., Met. V, 174. — Karst., Arch. 1 R. VI, 227. XIV, 84, 87, 363. — Hartm., Repert. für Bergb. und Hüttenkde. II, 380. Ann. d. min. 1 sér. Tom. 12. p. 10, 23, 405. — Phillips, manual of Metallurgy. London 1852. p. 504. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 388; 1862. S. 244. — Berggeist 1861. S. 328.

Smelting works) ausgeführt. Kalkiger Bleiglanz mit 70 bis 77 % Blei und etwas Blende wird, nachdem derselbe in Posten von 9—11 Ctr. bis 8 Stunden lang in Flammöfen mit 6 Fuss 3 Zoll langem und 7 Fuss breitem Herde abgeröstet, in 4 schottischen Herden (Fig. 150 u. 151 auf Taf. 6. Bd. I.) behandelt, welche unter einem gemeinschaftlichen Rauchfang stehen. Zum Verschmelzen ärmerer Erze ist ein besonderer Flammofen vorhanden. Unter öfterem Wenden und Translociren des Erzes wird dasselbe bei allmälig verstärktem Feuer in so hoher Temperatur abgeröstet, dass sich, ohne Bildung von Sinterknoten, ein dicker weisser Dampf erzeugt. Damit das Röstgut während der Abkühlung nicht sintert, zieht man dasselbe aus dem Röstofen in einen Wassersumpf vor der Ausziehöffnung. Soll eine Schmelzcampagne im schottischen Herd beginnen, so füllt man denselben mit Torf, wobei man diesen nur an der Vorderseite regelmässig aufschichtet, wirft ein brennendes Torfstück vor die Form und lässt den Wind aus der 3 — 4 Zoll weiten, eisenblechernen Düse zutreten. Das sich schnell durch den Herd verbreitende Feuer wird noch durch Aufgeben von ein paar Schaufeln voll Koks verstärkt und auf diese ein Gemenge von Oxysulphuret, unzersetztem Erz und Koksklein (browse, Knospe) von der vorigen Campagne geworfen und darauf Koks gethan. Lässt die Knospe durch Einwirkung des Oxydischen auf das Geschwefelte kein Blei mehr fahren, so bricht man die Masse im Herde auf, zieht den grössten Theil davon mittelst einer Krücke auf den Werkstein *c*, scheidet die heller scheinenden Krätzen oder grauen Schlacken, welche im Herde kein Blei mehr geben, ab, wirft sie mittelst einer Schaufel in eine Ecke neben den Herd, bringt die Rückstände (Oxysulphurete) mit etwas Kalk in den Herd zurück, gibt etwas Brennmaterial auf und fügt einige Schaufeln voll Erz, 15 bis 20 Pfd., nebst Kalk hinzu, ferner das nöthige Brennmaterial und setzt immer einen halben Torfziegel vor die Form, damit sich der Wind besser im Ofen vertheilt und die Hitze nicht auf einem Punct concentrirt. Sobald die Massen ins Bereich der Form kommen, wird durch Wirkung des Oxydirten aufs Geschwefelte, sowie des Kalkes und der Kohle auf die Oxysulphurete Blei reichlich ausgeschieden,

welches in den innern Sumpf und, nachdem dieser mit Blei angefüllt, über den Damm *d* durch eine Rinne *f* der Werkplatte in den Bleitiegel *g* fliesst, aus welchem das flüssig erhaltene Blei in Formen geschöpft wird. Hört nach 10 bis 15 Minuten das Blei auf, auszufliessen, so bricht man die Massen im Herde wieder auf, zieht sie mit der Krücke vor, separirt die graue Schlacke, bringt den Rückstand mit Kalk in den Herd zurück, gibt neues Brennmaterial und Erz auf und wiederholt die Arbeit in der angegebenen Weise. Zu Anfang, wenn frisches Erz aufgegeben wird, entwickelt sich ein dicker schwarzer Rauch aus dem Brennmaterial, dann zeigt sich fortwährend starker hellerer Bleirauch. Dieser wird in sehr ausgedehnte Condensationsvorrichtungen geleitet, welche sich in Gestalt von Canälen an einem Berggehänge in die Höhe ziehen, in eine Regenkammer münden und mit einem oben am Berge befindlichen hohen Schornstein communiciren. Die Regenkammer ist mit Scheidewänden versehen, welche abwechselnd nicht ganz auf den Boden und an die Decke gehen. Das auf dem Boden stehende Wasser verschliesst die Oeffnungen unter den Wänden und es wird der Rauch mittelst eines Cylindergebläses durch das Wasser gesogen und dann in die Esse entlassen. Das Gebläse besteht aus drei, etwa 8 Fuss hohen und 6 Fuss weiten Cylindern und wird durch ein 50 Fuss hohes Wasserrad getrieben. Man kann auch, bei etwaigen Reparaturen am Gebläse oder an der Regenkammer, den Rauch direct in den Schornstein entlassen. Der Rauchfang zu Nenthead ist beinahe 5 englische Meilen lang.

Man erhält aus dem schottischen Herd nachstehende Producte: **Producte.**

a) Blei, welches pattinsonirt wird.

b) Graue Schlacken, welche $1/_{10} - 1/_{15}$ des in den Erzen befindlichen Bleies enthalten und, bei einem bedeutenden Kalkgehalt passend beschickt, im Schlackenherde (S. 68) auf Schlackenblei und neue Schlacken verschmolzen werden, welche letzteren in Wasser fliessen und zur Abscheidung des mechanisch eingemengten Bleies geschlämmt werden. Das Schlackenblei kommt, nach vorheriger Raffination, zum Pattinsoniren.

c) Knospen, zur nächsten Campagne.

d) Rauch, scheidet sich in Reservoirs aus dem Wasser ab, wird daraus ausgestochen, getrocknet und im Flammofen verschmolzen. Nach PHILLIPS[1]) enthält der Rauch 1 bis $1\frac{1}{2}$% des in den Erzen befindlichen Bleies, während dessen Silbergehalt verhältnissmässig viel geringer ist. Der Rauch von Erzen mit 20 Unzen Silber enthielt nur 2—3 Unzen pro Tonne. In den ersten hundert Ellen der Längenausdehnung des Condensators ist der Silbergehalt grösser, als in den nächstfolgenden hundert Ellen und am Schornsteine enthält er nur Spuren Silber. Man gewinnt jährlich an 300 Tonnen Blei aus dem Rauch.

Ausweis.

In einer Campagne von 14—15 Stunden producirt man 1—2 Tonnen Blei. Bei einem Gehalte der Erze von 73% Blei bringt man im schottischen Herd 60%, aus den Schlacken 3,20% und aus dem Rauch 6,91% aus, so dass der Gesammtverlust 2,90% beträgt. Nur in Folge der möglichst vollständigen Verdichtung des Bleirauches ist ein solches Ausbringen möglich. Auf 1 Tonne Erz gehen — bei Verwendung von Steinkohlen — 1 Ctr. 2 Pfd. 4 Unzen Schmelzkohlen, 1 Ctr. 3 Pfd. 11 Unz. Röstkohlen, 3 Pfd. Torf und 2 Pfd. Kalk.

Pesey.

B. Zu Pesey[2]) in Savoyen werden in 8 Stunden 400 Kil. gerösteter Erzschlieg durchgesetzt und davon 54—65% Blei vom gerösteten Schlieg und 13% bleiische Schlacken und Abgänge bei einem Holzkohlenverbrauche von 40—45% vom Gewichte des Erzes und bei Zuführung von 91 Cubikfuss Luft pro Min. erhalten. Beim Verschmelzen der Erze im Krummofen erfolgten nur 40—50% Blei.

---

### Zweites Kapitel.

## Bleiarbeit im nordamerikanischen Herde.

Anwendbarkeit der Methode.

§. 18. Allgemeines. Der nordamerikanische Bleiherd[3]), (auch Rosieofen genannt), ist eine Modification des

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 446.
2) LELIVEC in: KARST. Arch. 1 R. VI, 148. PUVIS, ibid. S. 227.
3) TUNNER's Leob. Jahrb. 1852. II, 176.

schottischen, es weicht aber die Arbeit in ersterem dadurch von der in letzterem ab, dass man rohen Bleiglanz direct im Herde bei Anwendung von heisser Gebläseluft und Holzfeuerung behandelt. Nur bei den allerreinsten Bleiglanzen ist hierbei ein guter Erfolg zu erwarten, weil erdige Bestandtheile die Röstung im Herde und die darauf folgenden Reactionen beeinträchtigen.

Solcher reiner Bleiglanz verwandelt sich beim allmäligen Erhitzen in dem amerikanischen Herd oberhalb der Form in Unterschwefelblei unter Entwicklung von schwefliger Säure; ist der grösste Theil des Schwefels abgeschieden und das Blei nicht mehr vor Oxydation geschützt, so oxydirt sich auch ein Theil desselben und es tritt bei hinreichend starker Glühhitze eine gegenseitige Zerlegung des noch vorhandenen Unterschwefelbleies und des gebildeten Bleioxydes und Bleivitriols ein, wobei der Schwefel als schweflige Säure und das Blei metallisch ausgeschieden wird. Auch wirkt das Eisen der Ofenwände entschwefelnd und reducirend ein. Sowohl das Eisen, als der Kohlenstoff des Roheisens nehmen Sauerstoff aus dem Bleioxyd auf. Die Leitung dieses einfachen Prozesses erfordert grosse Aufmerksamkeit, indem bei Anwendung einer etwas zu hohen, bis zum Schmelzen des Bleiglanzes wachsenden Temperatur leicht eine zu bedeutende Verflüchtigung von Blei und Schwefelblei entstehen kann, allein derselbe zeichnet sich durch grosse Ersparniss an Arbeit und Brennmaterial bei einem guten Bleiausbringen aus. Theorie.

Zur Hervorbringung dieser Reactionen dienten ursprünglich — natürlich auf Kosten des Brennmaterialaufwandes und Bleiausbringens — Herde ohne Gebläse. Ein solcher Apparat ist der in den Vereinigten Staaten von Jägern und Colonisten angewandte BACKWOOD's Herd[1]), ein aus rohem Mauerwerk hergestellter, 8 Fuss weiter und 6 Fuss tiefer Raum mit nach vorn geneigter Sohle und einer 8 Fuss langen, 2 Fuss breiten und sich nach hinten erweiternden Rinne. Diese communicirt mit einer überwölbten Oeffnung unten an der Vorwand, welche zum Luftzutritt dient und zeit- BACKWOOD's Herd.

1) LAMBORN, Metallurgy of silver and lead. 1861. p. 132.

weilig bis auf eine Ausflussöffnung fürs Blei geschlossen werden kann. Ueber die Rinne legt man eine Lage Steinblöcke, darauf eine Schicht Holzscheiter, dann folgt Bleiglanz und das Ganze wird mit Holzklein bedeckt. Wird dann das Holz durch die Oeffnung in der Vorderwand angesteckt, so beginnt alsbald die Bleibildung und das Blei fliesst theilweise in einen Sumpf vor der Vorwand, theils bleibt dasselbe in der Asche zurück und muss in einem besonderen Ofen (Aschenofen) daraus ausgeschmolzen werden. Der Prozess der Bleireduction dauert jedesmal 24 Stunden und man bringt an 50% des im Erze enthaltenen Bleies aus. Der Bleiglanz aus den Missisippigruben hält selten mehr, als einen Bruchtheil einer Unze Silber auf die Tonne; erst bei einem Gehalte von 6—8 Unzen Silber ist dessen Gewinnung möglich.

§. 19. Beispiele.

Amerika.

A. Zu Rosie[1]) im Staate New-York sind Bleiherde (Bd. I. Taf. VI. Fig. 152, 153) seit langen Jahren im Betriebe.

Schmelzverfahren.

Das Reservoir *a* ist während des Prozesses mit flüssigem Blei angefüllt, auf welchem die Beschickung während des Betriebes schwimmt. Dasselbe fliesst in dem Maasse, als das ausgeschmolzene Metall hinzukommt, durch die Rinne im Vorherde *b* ab. Beim Betriebe des Ofens wirft der Schmelzer unmittelbar vor den heissen Windstrom 2 oder 3 kleine Scheite leichten Holzes von 2" Durchmesser und 16" Länge, auf welche die in Arbeit zu nehmende Beschickung und frischer Bleiglanz[2]) gestürzt wird, so dass der Ofen nahe eben mit dem obern Ende des Windkastens und hinab bis zum Herde angefüllt ist. Sodann wird das Gebläse angelassen, der Wind trifft die Holzscheite und wird nebst der Flamme gleichmässig durch die ganze Beschickung vertheilt, wodurch diese bald in schwaches Glühen geräth. Dabei wirkt die Gebläseluft oxydirend auf den Bleiglanz ein und es findet die S. 99 angegebene chemische Reaction statt.

1) B. u. h. Ztg. 1842. S. 975; 1860. S. 317. — Bgwfd. VI, 277. — Jahrb. d. geolog. Reichsanst. 1856. S. 795.

2) Bleierzlagerstätten des Missisippithales: Berggeist 1857. S. 523. — Jahrb. d. geolog. Reichsanst. 1856. S. 797. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 317.

Der Ofen wird alle 10 Minuten in der Weise beschickt, dass man, nach vorheriger Abstellung des Windes zum Schutze für die Arbeiter, die Beschickung aus dem Herde hervorzieht, die Holzscheite in Front der Form hineinwirft, die Beschickung mit der gehörigen Menge frischen Erzes zurückzieht und dann den Wind wieder anlässt. Steinkohlen oder ein anderes dichteres Brennmaterial geben eine zu intensive Hitze und vermindern die Production in einer gegebenen Zeit um ein Drittel, ja um die Hälfte. Die Hitze darf nie bis zum Schmelzen des Bleiglanzes steigen und alle Theile des dem Prozesse unterworfenen Erzes müssen den zum Oxydiren nöthigen Luftzufluss erhalten. Man bringt in 24 Stunden nahe an 7500 Pfd. Blei mit $^3/_4$ Klafter Holz aus. Die Gesammtkosten für Herstellung dieses Bleiquantums betragen nur $6^1/_2$ Dollar oder nahe $1^3/_4$ Dollar pr. Tonne. **Ausbringen.**

Ausser in dem beschriebenen Bleiherd findet in Amerika auch Bleigewinnung in englischen Flammöfen und in Schachtöfen statt.[1])

B. Zu Bleiberg in Kärnthen[2]) kamen 1843 Herde in Anwendung, welche aus einem 24 Zoll im Quadrat haltenden, 12 Zoll hohen und 2 Zoll starken Reservoir von Gusseisen bestehen, über welchem ein dergleichen Windkasten zum Erhitzen der Gebläseluft so angebracht ist, dass die eine Seite, an welche sich der Herd oder die Arbeitsplatte anschliesst, frei bleibt. Die Bedienung des Ofens geschieht in der unter A. angegebenen Weise. **Bleiberg.** **Einrichtung des Herdes.**

Man verschmilzt in 12 Stunden 25 Ctr. gemengte rohe Bleiglanzschliege mit einem durchschnittlichen Bleigehalt von 70—71 % nach der trocknen Probe, und erhält davon 61—62 % reines Blei und etwas bleireiches Gekrätz; von Kernschliegen (S. 54) mit 72—73 % Bleigehalt erfolgen in 12 St. von 30—32 Ctr. an 63—64 % Blei, exclusive des im Gekrätz enthaltenen Bleies; bei Darstellung von Probirblei, wozu die reinsten Kernschliege mit 74 % Bleigehalt verwandt werden, erhält man 66—67 % Blei. Auf 1 Ctr. ausgebrachtes Blei gehen $3^1/_2$—$4^1/_2$ Cbkfss. Scheitholz incl. etwas Holzkohle. **Schmelzgang.**

---

1) Overman, a Treatise on Metallurgy. New-York. 1852. p. 656.

2) Plattner in der B. u. h. Ztg. 1854. S. 22. — Tunner's Jahrb. 1851. Bd. I. S. 238; 1852. Bd. II. S. 262.

Krätzarbeit. Das beim Verschmelzen der Bleiglanzschliege zurückbleibende Gekrätz (Analyse Bd. I. S. 851) gibt bei der stärksten Hitze kein Blei mehr und bildet eine unschmelzbare Schlacke, in welcher sich ausser erdigen Beimengungen namentlich Schwefelkies, Zinkblende und Gelbbleierz befinden. Dasselbe ist früher nach vorheriger nasser Aufbereitung wieder mit im Herd verschmolzen, kann aber besser in einem Schachtofen verhüttet werden, was nach PLATTNER am zweckmässigsten mit einem Lehmzuschlag geschieht.

Ausweis. Nach TUNNER[1]) wurden in den Jahren 1849 bis 1851 bei dem Bleiberger Hüttenbetriebe von 100 Pfd. in den Schliegen enthaltenem Blei bei einfachen Flammöfen (S. 54) 7,5 Pfd., bei Doppelflammöfen (S. 57) 6,9 Pfd. und im nordamerikanischen Bleiherd 10,51 Pfd. Bleiverlust erhalten. Der Holzverbrauch pro Ctr. producirtes Blei betrug resp. 12,8, 8,7 und 5,25 Cbkfss., sowie pro Ctr. verschmolzenen Schlieg resp. 8,35, 5,68 und 3,34 Cbkfss.

Der nordamerikanische Bleiherd blieb nach BAUER[2]), so lange man Kern-, Schlamm- und Krätzschliege (S. 54) zusammen verschmolz, in betreff des Bleiausbringens hinter den Flammöfen zurück, auch veranlasste er eine sehr häufige Erkrankung der Arbeiter an der Bleikolik. Nachdem man im Jahre 1854 den neu erbauten Oefen höhere und zweckmässigere Schornsteine gegeben, 3 Luftausströmungsöffnungen angebracht und die Schlamm- und Krätzschliege weggelassen hatte, zeigten sich die Schmelzresultate mit Kernschliegen hinsichtlich des Bleiausbringens und der Gesundheitsverhältnisse der Arbeiter sehr günstig. Gegen die Flammöfen stellten sich die Reparaturkosten und der Schichtenaufwand auch geringer und der Brennmaterialverbrauch betrug nahe um $^2/_3$ weniger.

Nach den gemachten Erfahrungen sind weder die Rosieöfen, noch die Flammöfen zur Verschmelzung jeder Gattung Schliege geeignet, für reine Kernschliege sind die Rosieöfen, für blendige ohne Unterschied die Flammöfen vorzuziehen.

---

1) Leoben. Jahrb. 1852. II, 262.
2) KRAUS, österr. Jahrb. 1855. S. 364.

Die Krätzen werden am vortheilhaftesten in Krummöfen oder Halbhohöfen bei einem Zuschlag von Quarz, Eisenfrischschlacken und etwas Gusseisen zugutegemacht.

C. Der in dem Jahre 1850 zu Przibram versuchsweise in Anwendung gebrachte nordamerikanische Bleiherd (Taf. I. Fig. 22—24) besteht aus folgenden Theilen: Przibra

1) Eiserner Windkasten *A*, gebildet durch die Vorderwand *a*, die Rückwand *b* und die Sohlplatte *c*. *d* Blechwand, welche den innern Raum in zwei Fächer theilt, an der rechten Seite an die Deckplatte des Windkastens luftdicht angeschlossen ist, an der linken Seite aber eine Communication zwischen dem äussern und innern Raume gestattet und durch schmiedeeiserne Spangen *e* festgehalten wird. Einrichtu des Herd

*f* gusseiserne Wand, mit der Seitenwand des Windkastens einen Canal bildend, welcher in seiner halben Höhe durch eine Zunge *g* getheilt wird. Die dadurch gebildeten Canäle *h* stehen mit ähnlichen Canälen *k* der in der Rückwand des Windkastens angeschraubten Tasche in Verbindung. Die Canäle *l* münden in die beiden Formen *m* aus, so dass jede Form den Wind aus einem eigenen Canale erhält. *n* schmiedeeiserne Zapfen, welche behuf Reinigung der Formen herausgenommen werden können. *o* und *p* Deckplatte. *q* Windleitungsrohr, aus dem der Wind durch das Ansatzrohr *r* in den innern Canal tritt, wo er sich erhitzt, aus diesem in den äussern Canal gelangt und von da durch die Seitencanäle in der Tasche *l* in die Formen *m* gelangt. Das Formmaul hat bei ellipsoidischer Form $2^3/_4''$ Breite und $2''$ Höhe; der Wind $15'''$ Pressung.

2) Bleiherd *B*, auf welchem der Windkasten, mit Zapfen verbunden, aufsteht; ein gusseiserner Kasten, 24″ lang, 20″ breit und 10″ tief.

3) Vorherd *C*, eine an 3 Seiten mit Rändern versehene, geneigte eiserne Platte mit der Rinne *s*, welche bei *t* in den Bleiherd einmündet.

4) Bleikessel *D*, von Gusseisen, mit darunter befindlicher Feuerung und einem blechernen Deckel versehen.

Die Arbeit in diesem Herde geschieht in folgender Weise:

[redacted]



Schmelzverfahren.

Der Herd wird 12 Stunden lang mit Holzkohlen schwach abgewärmt und in den letzten Stunden dieser Operation 5 bis 6 Ctr. Werkblei eingeschmolzen, um im Bleiherd einen Untergrund für die darauf zu behandelnden leichteren Erze zu erhalten und die Sohle gegen Ansätze zu schützen. Dann trägt man auf das Bleibad 1' hoch Kohlen und 9" lange und 1" dicke Holzsplittern, auf diese den ersten Satz Erz von 10 Pfd., welches bei Schlieg- bis Taubeneigrösse 73—77 Pfd. Blei und 15—16 Loth Silber im Ctr. enthält. Nachdem das Gebläse angelassen, folgen abwechselnd Sätze von Brennmaterial und Erz, bis das Haufwerk eine Höhe von 1½ Fuss erreicht hat, in welcher man dasselbe erhält. Bei richtigem Verhältniss zwischen Brennmaterial und Erz ist letzteres dunkelrothglühend und demselben entsteigt ein dunkelbleigrauer Rauch; bei zu niedriger Temperatur wird die Farbe des Erzes dunkler, es steigt ein schwarzer Dampf auf und es wird unzersetzter Schlieg vom Gebläse ausgeworfen. In solchem Falle stellt man das Gebläse ab, bricht die Schmelzmasse mittelst eines 6½' langen und 1" starken runden Eisens auf, zieht dasselbe mit einer 6½' langen Kratze vor, bringt Holz und Kohlen vor die Form, darauf das Schmelz-

[redacted]

22% Blei resultiren. Die über dem Herd befindlichen Rauchfänge liefern 1,5% Flugstaub mit 54 Pfd. Blei à 7 Loth Silber im Ctr.

Man verarbeitet in 24 Stunden etwa 72 Ctr. Erz mit 12 Tonnen Holzkohlen à 34 Pfd. und $^1/_2$ Klafter Holz à 84 Cbkfss. Das Silberausbringen beträgt $106^5/_8$%, während beim derzeitigen Röst- und Schmelzprozess $6^1/_{16}$% Velust an Silber stattfinden. Der Verlust von 100 Ctr. in den Erzen enthaltenen Bleies kommt auf etwa 7 Ctr. 67 Pfd., der beim zeitherigen Röst- und Schmelzprozess auf 22 Ctr. 17 Pfd. Auch sind die Hüttenkosten bei ersterem Prozesse geringer.

Diese anfangs so günstigen Resultate bewährten sich für die Folge nicht; nach Köller[1]) stieg der Bleiverbrand per 100 Ctr. in den Erzen erhaltenen Bleies auf 24,29 Ctr. und das Silberausbringen verminderte sich beträchtlich, so dass die nordamerikanische Saigerarbeit gegenüber der wesentlich verbesserten, später zu beschreibenden ordinären Arbeit (§. 27. A), als einen kleinen Verlust gebend und die Arbeiter übermässig anstrengend, wieder beseitigt worden und statt derselben für reiche Bleierze die Niederschlagsarbeit (§. 22. D) eingeführt, für die armen aber die Röstreductionsarbeit (§. 27. A) beibehalten ist.

---

## III. Abschnitt.

## Bleigewinnung in Schachtöfen.

§. 20. Allgemeines. Sowohl silberarme, als silberreiche Bleiglanze, welche fremde Beimengungen (Erden oder Metallschwefelungen) in solcher Menge enthalten, dass sie sich für den Flamm- und Herdofen nicht eignen, verschmilzt man in Schachtöfen. Localverhältnisse, z. B. Mangel an billigen und guten Steinkohlen, können jedoch auch für die Verhüttung sehr reiner Bleiglanze im Schachtofen sprechen. Unter normalen Verhältnissen arbeitet bei bleireichen und silberarmen Bleiglanzen ein englischer Flammofen billiger, als ein Schachtofen, weil es bei ersterem keiner so kost- *Anwendbarkeit der Methode.*

1) Oesterr. Ztschr. 1856. S. 341.

spieligen Zuschläge bedarf. Auch ist das Metallausbringen in Flammöfen grösser. Im Allgemeinen arbeitet der englische Bleihüttenmann mit mehr Brennmaterial, aber mit geringeren Metallabgängen, als der deutsche; meist sind die englischen Steinkohlen sehr billig und von guter Qualität, dagegen die Erze verhältnissmässig theuer beim Ankauf. Es ist deshalb die Aufmerksamkeit der englischen Hüttendirectoren vor Allem auf den Einkauf der Erze zu convenabeln Preisen, dann aber auf möglichste Verminderung der Bleiverluste gerichtet, daher die oft so umfangreichen Vorrichtungen zur Verdichtung des Bleirauches. Da der Gewinn beim Verschmelzen von einer Tonne Erz oft nur gering ist, so müssen jährlich grosse Erzquantitäten verarbeitet werden, um den Actionären hinreichende Dividenden geben zu können. Rivot [1]) hat in dieser Beziehung eine interessante Vergleichung der Schmelzkosten, des Metallausbringens etc. mitgetheilt, welche beim Verschmelzen der Oberschlesischen Bleierze zu Tarnowitz sich früher wirklich ergeben haben und bei Zugutemachung in einem englischen Flammofen sich herausstellen würden.

**Schmelzmethoden.** Bleiglanze mit erdigen Beimengungen zerlegt man zweckmässig durch Eisen (Niederschlagsarbeit), solche mit viel fremden Schwefelungen durch Rösten und ein darauf folgendes solvirendes und reducirendes Schmelzen (Röstreductionsarbeit), wobei noch durch einen Zuschlag von metallischem Eisen oder die Reduction von Eisen aus der Beschickung eine präcipitirende Wirkung ausgeübt werden kann. Wiewohl die Auswahl der einen oder anderen Methode hauptsächlich von der Qualität und Quantität der fremden Beimengungen im Erze abhängt, so können doch Localverhältnisse, namentlich die Materialpreise, mancherlei Modificationen bedingen.

**Oefen.** Da zum Verschmelzen der unreineren Erze meist höhere Temperaturen erforderlich sind, so bedient man sich dazu am häufigsten der Gebläseschachtöfen; es sind jedoch in Spanien [2]) und Frankreich [3]) auch Zugschachtöfen, sog.

1) Rivot, Métallurgie du Plomb et de l'Argent. 1860. p. 442.
2) B. u. h. Ztg. 1862. No. 7.
3) Bulletin de la société de l'industrie minérale. St. Etienne. II, 415.

atmosphärische Oefen (Taf. III. Fig. 67—69) in Anwendung gekommen, deren Betrieb aber wegen schwieriger Regulirung des erforderlichen, sehr rapiden Luftzuges nicht immer günstige Resultate ergeben hat. Am besten haben sich die atmosphärischen Oefen beim Verschmelzen oxydirter Bleierze in Spanien bewährt.

Die Ofenconstruction hat wesentlichen Einfluss auf die Bleiverluste. Die Bleiverluste in Schachtöfen entstehen theils durch Verschlackung, theils durch Verflüchtigung von Blei. Der Verschlackungsabgang ist theils ein chemischer durch Bildung von Bleisilicat, theils ein mechanischer in Folge mangelhafter Abscheidung des metallischen Bleies und bleiischer Producte aus der Schlacke. Bei sonst entsprechender Beschickung wird dieser Abgang hauptsächlich dadurch veranlasst, dass bei pulverförmiger Beschickung ein Theil derselben durch die Kohlen rollt und dann unvorbereitet theils durch die Schlacke auf mechanischem Wege fortgeführt, theils von der Kieselsäure verschlackt wird. Höhere Oefen und die Anwendung des Schmelzgutes in compacter Form (Knörperschmelzen, Sinterrösten) sind wirksame Gegenmittel, desgleichen nach VOGL [1]), dass man dem Schmelzofen eine grössere Tiefe gibt, indem alsdann die Schlacke einen längeren Weg zu passiren hat, bevor sie ausfliesst, und dabei Gelegenheit findet, die schwereren Theile, wie Blei, Stein etc. fahren zu lassen. Bleiverluste.

Die Verflüchtigung des Bleies hängt von der Geschwindigkeit des im Schmelzraume aufsteigenden Windes und von der Spannung ab, welche derselbe und die erhitzten Gasarten haben. Je heftiger der Wind im Schmelzraume nach aufwärts stösst, was grösstentheils nächst der Nase an der Brandmauer geschieht, wo der Satz mit fein zertheiltem metallischen Blei imprägnirt ist, desto mehr verflüchtigt sich von letzterem. Dadurch, dass man den Ofen in der Richtung des Windes von der Vorwand gegen die Brandmauer tiefer macht, denselben über dem Schmelzraum stark zusammenzieht und dem Schacht eine hinreichende Höhe gibt, lässt sich der Bleiverbrand vermindern. Dabei muss sich Höhe

1) B. u. h. Ztg. 1855. S. 1.

und Tiefe des Ofens nach der zum Schmelzen erforderlichen Windmenge und Pressung richten. Je mehr Wind und Pressung nöthig ist, desto tiefer wird der Ofen bei der Form und desto höher sein müssen. Flammende Gichten erhöhen die Metallverflüchtigung, welche aber trotz aller Vorsichtsmassregeln immer noch so bedeutend zu sein pflegt, dass hinreichend geräumige Flugstaubkammern über den Oefen unentbehrlich sind. Die Verflüchtigung wird grösser, wenn die Beschickung Bestandtheile enthält, welche sich schon in oberen Ofentheilen reduciren (Weissbleierz, Glätte, Abstrich), während die Hauptreaction, die Zerlegung des Bleiglanzes, erst in unteren Ofenregionen erfolgt. Solche leichtreducirbare Substanzen, wohin auch der Rauch aus den Condensationskammern der Schachtöfen selbst gehört, werden vortheilhafter mit Kohle in einem Flammofen bei niedriger Temperatur behandelt. Die Pulverform solcher Substanzen oder eine poröse Beschaffenheit begünstigt die Metallreduction und Verflüchtigung in oberen Ofentheilen.

Vogl's Ofenconstruction.

Bei sonst zweckmässiger Beschickung und guter Leitung des Ofenbetriebes sind nach Vogl [1]) wesentliche Momente zu einem möglichst grossen Metallausbringen und bei dem zweiförmigen Joachimsthaler Schmelzofen (Taf. II. Fig. 44, 45) zur Geltung gebracht:

1) eine grosse Tiefe des Ofens, damit auf einem möglichst langen Wege bis zur Schlackenspur Blei und Stein Gelegenheit haben, sich von der Schlacke zu separiren;

2) eine grosse Breite an der Brandmauer;

3) eine geringe Pressung und Quantität des Windes bei einer Düsenneigung bis 25°. Je strengflüssiger die Erze sind und je mehr es im Interesse liegt, auch an Brennmaterial zu sparen, desto mehr Wind und Pressung muss man geben;

4) eine grosse Höhe des Ofens, um eine genügende Decke zu bilden;

5) ein möglichst stark markirter Unterschied zwischen dem Ofenschacht, der möglichst eng sein soll, und dem weiteren Schmelzraume. Ersterer muss über letzterem jäh verengt werden. Es wird alsdann die Hitze im Schmelzraume

---

1) B. u. h. Ztg. 1855. S. 1, 243.

concentrirt und der obere Theil des Ofens behuf Condensation der Bleidämpfe kühl gehalten, welche, wenn sie einmal im Zuge sind, sich durch keine noch so hohe Ofensäule und durch keine noch so niedrige Temperatur mehr aufhalten lassen. Durch die möglichst geringe Quantität Wind wird zwar das Brennmaterial minder vollständig ausgenützt und auch in Folge der Ausbauchung des Schmelzraumes nach vorn ein grösserer Verbrauch der mehr obenauf gebrachten Kohlen herbeigeführt, allein dieser Mehrverbrauch wird durch das grössere Bleiausbringen reichlich wieder aufgewogen. Während man in den alten Oefen mit mehr Wind auf 100 Ctr. Vormaass nur 600 Cbkfss. Kohlen verbrauchte, aber mindestens 14 % Bleiverlust hatte, so gehen im jetzigen Ofen bei höchstens 2 % Bleiverlust 800 Cbkfss. Kohlen auf, wobei immer noch eine Ersparung eintritt.[1])

Sobald diese fünf Bedingungen nicht erfüllt werden, so gibt sich dies durch eine mit viel Bleiverlust verbundene flammende Gicht zu erkennen. Die Gichtgase müssen so kühl entweichen, dass man es, wenn der Ofen auf $^2/_3$ niedergegangen ist, mit den Händen über der Gicht aushalten kann. So wie für Eisenhohöfen in der Hauptsache die gleichen Gesetze der Ofenconstruction gelten, so gibt es für Bleiöfen auch nur eine Construction, welche je nach Local- und Manipulationsverhältnissen nur geringen Veränderungen unterworfen sein kann. Bilden sich z. B. leicht Sumpfansätze, so darf man den Ofen nicht wohl 4′ 8″ tief machen, wofür aber auch dem oberen Theile eine geringere Tiefe gegeben werden kann.

Nach MARKUS[2]) stellte sich in Betreff des Joachimsthaler Schmelzprozesses heraus, dass sich der Bleiverlust durch eine hohe Schmelzsäule bedeutend vermindert, dass für jede Pressung eine bestimmte Höhe derselben erforderlich ist und dass die Höhe des Ofens durch die höchste Pressung, mit welcher in demselben geschmolzen werden soll, bedingt ist.

Sehr interessant ist die Vergleichung, welche VOGL zwischen den Joachimsthaler, Przibramer, Freiberger, *Vergleich. verschied. Ofenconstructionen.*

1) Oesterr. Ztschr. 1862. S. 34.
2) Ibid. 1855. S. 44.

Schemnitzer, Harzer und Schlesischen Schmelzöfen anstellt, deren Dimensionen etc. in Wiener Maass aus der folgenden Tabelle ersichtlich sind:

| | | Joachimsthal. | Przibram. | Freiberg. | Schemnitz. | Harz. | Schlesien. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Tiefe . . . . . . | Zoll | 50 | 36 | 42 | 42 | 39 | 36 |
| Breite . . . . . . | Zoll | 48 | 26 | 64 | 48 | 28 | 28 |
| Querschnitt bei der Form, ganzer . . . . | Zoll | $10\frac{1}{2}$ | $6\frac{1}{4}$ | $12\frac{1}{4}$ | 8 | $6\frac{1}{2}$ | $6\frac{1}{2}$ |
| Querschnitt bei der Form, halber . . . . | Zoll | $3\frac{1}{2}$ | 2 | 4 | $2\frac{2}{3}$ | 2 | 2 |
| Anzahl der Formen . . . . . | | 2 | 1 | 2 | 2 | 2 | 1 |
| Höhe von der Form bis zur Gicht . . . . . | Fuss | $20\frac{1}{4}$ | $9\frac{1}{2}$ | 10 | 13 | 17 | $17\frac{1}{4}$ |
| Unterschied der Tiefen oben u. unten . . . | Zoll | 23 | — | allmälig enger | — | allmälig enger | — |
| Windpressung | Linien | 6 | $4\frac{1}{4}$ | $1\frac{3}{4}$ | 7 | $7\frac{1}{2}$ | — |
| Windquantität | Cbkfss. | 280 | 85 | 157 | 228 | 353 | 237 |
| Windzug . . . | | 80 | 43 | 39 | 85 | 176 | 118 |
| Bleiabgang . . | | — | 16 | 9 | 17 | ? | ? |

Die mit „Unterschied der Tiefen oben und unten" bezeichnete Colonne gibt denselben zwischen dem Schmelzraume vor der Form und dem höheren Ofenschacht an. — Unter Windzug ist die Geschwindigkeit des Windstromes pro Min. im Schmelzraume verstanden. Da wohl wenigstens $\frac{2}{3}$ des Schmelzraumes die Beschickung einnimmt und somit für die Passage des Windes nur $\frac{1}{3}$ hohler Raum bleibt, so ist der nur vergleichungsweise geltende Windzug, welcher nebst der Temperatur von grösstem Einflusse auf den Bleiverbrand ist, der Quotient von der Quantität des Windes und eines Drittheiles des Querschnittes vom Schmelzraume.

Die Bleiöfen haben entweder eine gerade regelmässige prismatische Gestalt, z. B. der Przibramer, Schemnitzer,

überhaupt manche österreichische und der schlesische Ofen, oder eine solche von unregelmässigen Flächen begrenzte, wie der Freiberger (Bd. I. Taf. IX. Fig. 213), der Joachimsthaler und der Harzer Ofen (Bd. I. Taf. IX. Fig. 210). Bei den Oefen von der ersteren Gestalt verbrennen Kohlen an der Vorwand umsonst, es wird ein Vorwärtsstürzen der Erzschichten und dadurch die Bildung einer reicheren Schlacke verursacht und die Hitze bis auf die Gicht hinauf verbreitet. Bei den Oefen mit unregelmässiger Gestalt und einer Verengung nach oben zeigt sich das Bestreben nach einer Ersparung an Brennmaterial, nach Verminderung des Bleiabganges oder nach Erhöhung der Production. Naturwidrig ist der gewöhnlich immer noch vorwaltende trapezoidale Querschnitt bei der Form, mit den spitzen Winkeln an den Ulmen; ganz runde oder elliptische Oefen mit einander so ziemlich gegenüberstehenden Düsen haben beim Schmelzen einer bleiischen Beschickung im Schemnitzer Bezirke gar nicht entsprochen. Die theilweise zweckmässige runde Form dürfte beim Joachimsthaler Ofen für zwei Formen soweit ausgeführt sein, als es wünschenswerth und für Silber- und Bleiöfen möglich ist. Der Halbmesser des Kreisbogens an der Form, welcher 3' beträgt, könnte auf $2^1/_2$ oder $2^1/_4$' herabgesetzt und somit das Centrum noch mehr gegen die Mitte des Querschnitts gebracht werden.

Der ältere Przibramer Halbhohofen hat ausser den im Allgemeinen berührten Nachtheilen noch den, dass er zu wenig tief, an der Rückseite zu schmal, zu niedrig und bis zur Gicht gleich weit ist, so dass die Temperatur zum grössten Nachtheil für das Bleiausbringen sich unvermeidlich bis zur Gicht erstrecken muss. Der Abgang von 16 % des ins Schmelzen gebrachten Bleies ist hoch, die Windverhältnisse befriedigen. Die neueren Hohöfen nähern sich in ihrer Construction der Vogl'schen.

Der in mancher Beziehung zweckmässigen Gestalt des Freiberger Bleiofens kann ausser dem sehr günstigen Erzvorkommen — fast zu gleichen Theilen Schwefelkies und Bleiglanz — der geringe Bleiabgang von 9 % zugeschrieben werden. Tiefe und Weite sind bedeutend, Windmenge, Windzug und Temperatur sehr gering, und durch die Ver-

engung der Ofenwände und das Anbringen eines Schachtscheiders wird die Hitze mehr zusammengehalten. Als Mängel sind anzuführen: die zu allmälige Verengung des Schmelzraumes nach oben und die Neigung der Brandmauer in der Formgegend nach vorwärts. Hat man bei letzterer Einrichtung gleich anfangs der Brandmauer eine Gestalt geben wollen, welche sie durch Ausbrennen nach einiger Zeit von selbst annimmt, so gestattet eine solche jedoch nicht so leicht das Halten einer Nase, als wenn die Brandmauer senkrecht oder rückwärts geneigt ist. Eine Neigung nach rückwärts wirkt auch auf den Bleiverbrand günstig ein, indem der Satz an der Brandmauer dichter liegt und das Blei dem Windstrom mehr entzogen wird.

Der Schemnitzer Ofen arbeitet unter schwierigeren Verhältnissen, als der Przibramer und Freiberger, indem die eingelösten Geschicke mit Ausschluss der bleiglanzhaltigen 70 % Quarz und nur 30 % an Kiesen und sonstigen unliebsamen Schwefelmetallen enthalten, auch der durchschnittliche Bleigehalt der Beschickung etwa die Hälfte von dem der Freiberger und Przibramer beträgt. Wenngleich durch solche Verhältnisse eine Vermehrung des Bleiabganges in gewöhnlichen Oefen unvermeidlich wird, so beträgt der Bleiverbrand von 17 % des aufgebrachten Bleies fast nicht mehr, als in Przibram, was seinen Grund in der grösseren Breite und Tiefe des Ofens, in dessen grösserem Querschnitt, der geringeren Temperatur, dem geringeren Windzuge und der grösseren Höhe hat. Wie die heisse Gicht bestätigt, hat der Schemnitzer Ofen die übrigen Nachtheile mit dem Przibramer gemein.

Der Harzer Ofen hat, im Querschnitte durch die Ofentiefe angesehen, viel Zweckentsprechendes, indem er ziemlich tief und hoch ist und wegen der Enge an der Gicht die Hitze unten ziemlich zusammengehalten werden sollte. Bei dem engen Querschnitte an den Formen und der grossen Windmenge muss jedoch durch die dabei entstehende hohe Temperatur, welche sich bei der umgestürzten Kegelgestalt des nächst oberen Schachttheiles unnöthiger Weise nach oben weit hinaufverbreitet, der Bleiverlust auf das Höchste gebracht werden. Der sich auf 176 Fss. pr. Minute belaufende

Windzug im Schmelzraume bringt entschiedene Nachtheile mit sich. Als die sehr missliche Potaschenprobe noch angewandt wurde, liess sich der Bleiverlust auch nicht einmal einigermassen genau ermitteln.

An dem schlesischen Ofen empfiehlt sich zwar die Höhe, allein abgesehen von den schon im Allgemeinen berührten Nachtheilen ist der Querschnitt an der Form mit Rücksicht auf die Windmenge zu klein und der Windzug zu gross. In Folge der eigenthümlichen Methode des Zumachens bilden sich blei- und silberreichere Schlacken, indem sich Schlacken, Lech und Blei erst im Vortiegel von einander trennen, was hier unmöglich so rein geschehen kann, als im heissen Sumpfofen.

In Betreff der S. 108 von VOGL angegebenen Erfordernisse zu einer entsprechenden Bleiofenconstruction sei Nachstehendes bemerkt:

1) Die Tiefe im Gestell muss sich hauptsächlich nach der Schmelzbarkeit der Erze, den zu Gebote stehenden Flussmitteln und dem pyrometrischen Wärmeeffect des Brennstoffes richten. Mit zunehmender Tiefe der Gestelle wird bei ein und derselben Beschickung der Brennmaterialverbrauch grösser. Bei zu geringer Tiefe separiren sich die Massen nicht gehörig nach ihrem specifischen Gewichte, der Wind prallt gegen die Vorwand und bewirkt einen starken Zug der Gase im Ofenschacht, und es findet auch ein schnelleres Ausbrennen des Gestelles statt. Die äussersten Grenzen der Gestelltiefen möchten 2 Fuss 6 Zoll und 4 Fuss 6 Zoll sein. Eine mittlere Tiefe von 3 Fuss 6 Zoll, wie sie bei den Oberharzer Bleiöfen üblich ist, dürfte in den meisten Fällen die passendste sein.

2) Die grosse Breite an der Formwand ist gewiss besser, als die geringere Breite der meisten Bleiöfen, jedoch liegen die beiden nach innen vorspringenden Ecken der Nasenspitze so nahe, dass sie bald wegschmelzen. Die neuere VOGL'sche Construction [1]) eines einförmigen Ofens (Taf. II. Fig. 46) beseitigt diesen Uebelstand zum grössten Theil.

3) Eine geringe Pressung und Quantität des Windes

1) Oesterr. Ztschr. 1862. No. 5.

wirkt gewiss günstig auf die Bleiverflüchtigung und Flugstaubbildung ein, allein dieser Vortheil kann durch das langsamere Schmelzen und die geringere Production reichlich wieder aufgewogen werden. Man müsste zur Erlangung gewisser hoher Productionen die Anzahl der Schmelzöfen vermehren, wodurch sich die Betriebskosten steigern. Ausserdem muss sich die Pressung des Windes wesentlich nach der Dichtigkeit des Brennmaterials und der Beschaffenheit des Erzes richten, ob dasselbe z. B. mehr oder weniger strengflüssig ist, ob dasselbe flüchtige Metalle, wie Zink, Antimon, Arsen etc. enthält oder nicht und dergl. m. Während z. B. zur Andreasberger Hütte am Harze die Niederschlagsarbeit mit einer antimon-, arsen- und silberreichen Beschikkung langsam im Tagelohne geführt wird, geschieht sie auf den andern Oberharzer Silberhütten bei antimon- und arsenfreiem silberärmeren Bleiglanz bei stärkerer Windpressung im Gedinge.

4) Eine grössere Ofenhöhe (I. 427) wirkt, insofern Localverhältnisse dieselbe sonst zulassen, auf Flugstaubbildung und Dunkelhaltung der Gicht, also auf Bleiverflüchtigung und Brennmaterialverbrauch günstig ein. Die neueren einförmigen VOGL'schen Oefen haben eine Höhe von 28 Fuss erhalten. Geschwefelte Erze in Schliegform erfordern zur Verminderung der Flugstaubbildung und zu hinreichender Vorbereitung der Schliege, welche sich im Ofenschachte dichter zusammenlegen, höhere Oefen, als Knörpererze. Oxydische Erze und Producte, wenn sie pulverförmig oder porös sind, reduciren sich in höheren Oefen schon in oberen Ofentheilen, das metallische Blei bleibt längere Zeit in allmälig steigender Hitze mit den im Schachte aufsteigenden Gasen in Berührung und die Bleiverflüchtigung wird dabei stärker, als wenn man solche Erze und Producte in niedrigeren Oefen rasch in den Schmelzraum gelangen lässt (Spanische Krummöfen, Glättfrischöfen etc.).

Um in solchem Falle Nutzen von höheren Oefen zu ziehen, müssen die pulverförmigen Erze etc. zu Briquetten geformt oder einem Schlackenrösten in Flammöfen ausgesetzt werden. Indem man dabei die Masse nur zur Sinterung oder vollständigen Verschlackung und sie dann in mehr oder

weniger dicken Stücken in den Ofen bringt, hat man ihre Reductionsfähigkeit mehr oder weniger in Gewalt.

5) Die jähe Verengung des Ofens nach oben wirkt gewiss günstig, indem da, wo sich der Ofen zusammenzieht, der Zug der aufsteigenden Gase sich stösst und geschwächt wird, was auf die Flugstaubbildung günstig einwirkt. Bei seiner neuesten Ofenconstruction hat VOGL [1]) den oberen Theil des Schachtes (Beschickungsschlauch) auf 18 Zoll verengt; bei zinkischen Geschicken muss er wenigstens 21 Zoll weit sein. Zur Vermeidung einer zu starken Bildung von Eisensauen bei einer eisenoxydreichen Beschickung empfiehlt es sich, bei Anwendung von dichtem, eine grössere Hitze gebenden Brennmaterial den Ofenschacht zu erweitern und schwächere Windpressung zu geben. [2])

Die VOGL'sche Ofenconstruction hat sich mit geringen Modificationen auf verschiedenen Hüttenwerken wohl bewährt.

Im Vergleich zu einförmigen Oefen gestatten zweiförmige ohne (Przibram) und mit Schachtscheider (Freiberg) auf manchen Hüttenwerken bei vergrösserter Production eine Brennstofferspärung; auf anderen Hütten hat man eine solche nicht erreicht und die Haltung zweier Nasen ist schwieriger, als die einer, weshalb man von zweiförmigen Oefen zu einförmigen wieder zurückgegangen ist (Oberharz, Joachimsthal). Ein- und mehrförmige Oefen.

Wegen starken Ansatzes zinkischer Ofenbrüche haben sich zu Joachimsthal in den früheren zweiförmigen Oefen Schachtscheider nicht bewährt.

Am häufigsten sind die Bleiöfen als Sumpföfen (I. 440.) zugemacht, zuweilen als Tiegelöfen (I. 435; II. §. 25), höchst selten als Spuröfen (I. 437; II. §. 25). Bei der Sumpfofenconstruction lassen sich im Herde gebildete Ansätze leicht ausräumen, durch längere Berührung des Steines mit dem Werkblei im Herde wird die Entsilberung des ersteren befördert und die geschmolzenen Producte haben auf dem Wege von der Form bis zur Schlackentrifft Zumachen der Oefen.

1) Oesterr. Ztschr. 1862. No. 5.
2) v. AMON in: Oesterr. Ztschr. 1857. S. 332, 334.

Zeit, sich nach ihrem specifischen Gewichte zu separiren. Die Länge der Nase (I. 457, 462) muss so regulirt werden, dass die Vorwand frei von Ansätzen ist und immer lose Kohlen sich hinter derselben befinden. Man hat durch die mögliche Verlängerung oder Verkürzung der Nase ein Mittel, den Schmelzraum enger oder weiter zu machen, so oft sich in ein und demselben Ofen streng- und leichtflüssigere Beschikkungen verschmelzen lassen.

---

## Erstes Kapitel.

## Bleigewinnung aus ungerösteten Erzen mittelst Eisen.

(Niederschlagsarbeit.)

Anwendbarkeit.

§. 21. Allgemeines. Die Niederschlagsarbeit, die Zerlegung des Schwefelbleies durch Eisen unter Bildung von metallischem Blei und Schwefeleisen (Stein) eignet sich am besten für silberarme und bleireiche Erze mit kieseligen oder thonigen Gangarten, welche letzteren eine Zugutemachung in Flamm- und Herdöfen nicht zulassen. Dabei dürfen fremde Schwefelungen nur in ganz untergeordneten Mengen zugegen sein, weil sonst auch diese durch das Eisen mehr oder weniger zerlegt werden und ihr ausgeschiedenes Radical entweder das Blei verunreinigt (Kupfer, Antimon, Arsen) oder sie durch Begünstigung der Metallverflüchtigung oder Ofenbruchbildung (Zink, Antimon, Arsen) oder durch Strengflüssigkeit (Zinkblende) zu grösseren Metallverlusten führen. Auch können unerwünschte Zwischenproducte (z. B. Speisen) entstehen und der Stein wird reicher an nutzbaren Metallen. Die Methode wird um so vortheilhafter, je mehr der Preis des Bleies den des Eisens übertrifft. Bei dem verhältnissmässig immer hohen Eisenpreise lassen sich deshalb meist nur bleireichere Geschicke der Niederschlagsarbeit unterwerfen, oder die Arbeit wird bei bleiärmeren Erzen mit erdigen Gangarten erst durch einen Silbergehalt derselben rentabel gemacht, wiewohl, wie aus dem Folgenden hervorgehen wird, das Silberausbringen bei dieser Methode nur ein unvollständiges ist.

Vorzüge de Niederschlag arbeit vor d Röstarbeit.

Bei der Niederschlagsarbeit wird man der umständlichen, unsichern und von Metallverlusten begleiteten Röstung überhoben, kann die Beschickung mehr oder weniger nach stöchiometrischen Grundsätzen zusammensetzen und einen sichereren Schmelzerfolg erzielen, als bei gerösteten Erzen, deren Zusammensetzung je nach dem Ausfall der Röstung, gewöhnlich erst beim Schmelzen selbst zu erkennen, sehr variirt. Der Kieselsäuregehalt der reichen Erze veranlasst eine weit leichtere Verschlackung von Blei bei oxydirten, als geschwefelten Erzen, der Aufwand an Rösteholz ist bedeutend, die Production geringer und ein geringer Kupfergehalt geht bei gerösteten Erzen verloren, während derselbe bei der Niederschlagsarbeit sich im Stein ansammelt und gewonnen werden kann.

Schattenseite der Nieder schlagsarbei

Neben dem zuletzt in den Schlacken verloren gehenden kostbaren Eisenzuschlag ist ein Hauptübelstand bei der Niederschlagsarbeit, dass der neben dem metallischen Blei gebildete Stein bedeutende Mengen Blei, oft $^1/_4$—$^1/_5$ vom ganzen Ausbringen, sowie Silber zurückhält, zu deren Gewinnung der Prozess bei bedeutenden Metallverlusten in die Länge gezogen werden muss.

Zwar sollte der Bleistein, wenn man das nach der stöchiometrischen Rechnung zur Zersetzung des Bleiglanzes erforderliche Eisenquantum in die Beschickung gibt, nur aus Schwefeleisen bestehen, allein dieses hält wegen seiner Neigung, Schwefelsalze zu bilden, immer Schwefelblei zurück, und waren im Erz noch andere Metallschwefelungen, z. B. $\dot{Cu}$, $\dot{Ag}$, $\ddot{Sb}$, so finden sich auch diese als electronegative Bestandtheile des Schwefelsalzes grösstentheils im Steine wieder. Man ist zwar im Stande, durch Anwendung entsprechend hoher Temperaturen beim Erzschmelzen den Bleigehalt im Stein soweit herabzubringen, dass derselbe absetzbar wird; dies gelingt aber nicht bei silberreicheren Erzen mit dem Silbergehalt, indem das Schwefelsilber bei seiner grösseren Verwandtschaft zum Schwefeleisen in verhältnissmässig reichlicherer Menge in den Stein geht, als das Schwefelblei. In solchem Falle muss der Stein zu wiederholten Malen (Steindurchstechen) noch weiter auf Silber und Blei verar-

beitet werden, und dabei entstehen weit grössere Metallverluste, als beim Erzschmelzen.

Wollte man versuchen, aus dem stark gerösteten Stein durch eine Operation den grössten Theil des Bleies und Silbers auszuziehen, so würde der grösste Theil des Kupfers, so wie auch viel Antimon, Zink und Arsen ins Blei gehen, weshalb es nur möglich ist, durch wiederholte Röstungen letztere hinlänglich zu verflüchtigen und durch darauf folgende Schmelzungen successive silberhaltiges Blei abzuscheiden und Kupfer im Stein zu concentriren. Da bei der grossen Verwandtschaft des Schwefelsilbers zu Schwefeleisen und Schwefelkupfer der Silbergehalt sich in den letzten Steinen anreichert, so muss er demnächst noch aus diesen oder dem Schwarzkupfer extrahirt werden (Oberharzer Hütten).

Auch der Rauch und zuweilen ein Theil der Schlacken sind so reich an Blei und Silber, dass sie noch weiter zugutegemacht werden müssen.

Von wesentlichem Einflusse auf den Erfolg des Schmelzens sind:

Erzbeschaffenheit.

1) Die Beschaffenheit der Erze und zwar:

Schlieg- und Graupenform der Erze.

a. Der Aggregatzustand der Erze. Die Erze kommen entweder in Schlieg- oder Knörperform zur Beschickung. Nicht immer geht das Schmelzen der Schliege gut von Statten, was wegen der grösseren Oberfläche, welche sie dem Schmelzmittel darbieten, erwartet werden sollte. Bei ihrem Niedergange im Ofen sintern sie, anstatt eine lockere Masse zu geben, mit dem Schmelzmittel zusammen, umhüllen und inkrustiren das Brennmaterial, erfordern in diesem Zustande grössere Schlackenzuschläge und stärkere Hitze, also mehr Brennmaterial, und stören den Ofengang durch Bildung von Ofenbrüchen und Bühnen. Ausserdem geben Schliege mehr Veranlassung zur Bildung von Flugstaub (Oberharz). Es verdient deshalb im Allgemeinen das Knörperschmelzen[1]) vor dem Schliegschmelzen den Vorzug, insofern die Knörper nicht zu bleiarm und zu reich an strengflüssigen Beimengungen (z. B. Quarz, Zinkblende etc.) sind (Tarnowitz, Victorfriedrichs-

1) Erdm., J. f. ök. u. techn. Chemie II, 402, 511. Bgwf. XI, 572.

hütte). Die Oberharzer quarzigen Bleiglanze haben sich nicht in Knörperform verschmelzen lassen.[1])

Durch Einbinden der Schliege in Kalk (Tarnowitz[2]) oder durch vorheriges Zusammenfritten bei höherer Temperatur lässt sich der Schliegzustand beseitigen. Kommen Knörpererze und Schliege zur Hütte, so verschmilzt man bei verschiedenen Bleigehalten gewöhnlich jede Sorte für sich, da sie verschiedener Zuschläge bedürfen. Beim Zusammenschmelzen beider muss man verhältnissmässig mehr Flussmittel und Eisen anwenden, es erfolgen bleireichere Zwischenproducte und die Bleiverflüchtigung wird stärker. Stimmen die Schliege und Graupen hinsichtlich ihres Metallgehaltes und des Schmelzverhaltens näher überein, so kann ein Zusammenschmelzen mit Vortheil stattfinden, indem das Erzschmelzen rascher geht, als das Schliegschmelzen, die Schliege von den Stücken aufgelockert werden und die oben angeführten Uebelstände beim Schliegschmelzen allein weit weniger vorkommen.[3]) Schliege erfordern im Allgemeinen beim Schmelzen höhere Oefen, schwächer gepressten Wind und grössere Schlackenzuschläge, als Erzbruchstücke.

b. Die Zusammensetzung der Erze: Die Beimengungen im Bleiglanz sind entweder nützlich oder schädlich. Erzzusammensetzung.

Behuf der erforderlichen Schlackenbildung wirken Quarz, Silicate, Kalk, Flussspath etc. förderlich, insofern sie nicht in zu beträchtlichen Mengen vorhanden sind. Dieselben lassen sich indessen bei der Aufbereitung bis auf das richtige Maass entfernen, ohne dass dabei bedeutende Metallverluste veranlasst werden. Nützliche Beimengungen.

Spatheisenstein wirkt als Entschwefelungsmittel, gibt leichtflüssige Schlacken und scheidet verschlacktes Blei aus. Um von diesen nützlichen Wirkungen Vortheil zu ziehen, wird die Aufbereitung bei eisenspäthigen Erzen meist nicht zu weit fortgesetzt (Oberharzer Hütten).

Schwerspath wirkt mehr schädlich, als nützlich, wenn

1) Kerl, Oberharz. Hüttenproz. 1860. S. 381, 615.
2) Karst., Arch. 2 R. XXIV, 430. B. u. h. Ztg. 1852. S. 178.
3) Leuthner in: B. u. h. Ztg. 1852. S. 170.

er in grösserer Menge vorhanden, und dies ist öfters der Fall, weil, ohne bedeutende Metallverluste auf mechanischem Wege fürchten zu müssen, die Aufbereitung schwerspäthiger Erze nicht zu weit getrieben werden darf. Der schwefelsaure Baryt wird im Schachtofen zu Schwefelbarium reducirt, welches theilweise in den Stein geht, theilweise sich mit Bleisilicat zu kieselsaurer Baryterde und metallischem Blei oder Schwefelblei umsetzt, je nachdem mehr oder weniger Bleioxyd an Kieselsäure gebunden war. In ersterem Falle oxydirt der Sauerstoff des Bleioxydes beide Bestandtheile des Schwefelbariums. Während so der Schwerspath als Entbleiungsmittel und die Baryterde als die Flüssigkeit der Schlacke beförderndes Mittel vortheilhaft wirkt, so entsteht bei hoher Temperatur unter Einwirkung des Eisens ein aus Baryterde, Schwefeleisen und Schwefelbarium bestehendes Oxysulphuret, welches, hinsichtlich seines specifischen Gewichtes zwischen Stein und Schlacke stehend, die Bildung eines, von den Schlacken sich nicht völlig trennenden sogenannten matten Steines (Skumnas) befördert, wodurch die Arbeit unrein wird und Metallverluste entstehen. Bei schwerspathreicherer Beschickung muss dieser Zustand durch vermehrte Schlackenzuschläge beseitigt werden, was wieder mehr Brennmaterial erfordert, so dass ein grösserer Schwerspathgehalt zu Metallverlusten und bedeutenderem Aufwand an Eisen und Brennmaterial führt, während ein geringer Gehalt davon unschädlich oder nützlich sein kann.

Schwefelsilber ist ein werthvoller Bestandtheil im Bleiglanz, und von der Menge desselben hängt zuweilen die Rentabilität des ganzen Schmelzprozesses ab, z. B. bei bleiärmeren Erzen.

Schädliche Bestandtheile. Zu den schädlich wirkenden Bestandtheilen gehören ausser Schwefelsilber alle fremden Schwefelungen.

Schwefelzink geht theilweise als solches in die Schlacke, macht dieselbe strengflüssig und erfordert dann grössere Zuschläge leichtflüssiger Schlacken, wodurch Metallverluste und Brennmaterialaufwand wachsen (Lautenthaler Hütte auf dem Oberharze). Durch Eisen bei höherer Temperatur zerlegbar, verflüchtigt sich das aus Blende freigewordene Zink, reisst viel Blei und Silber mit fort, namentlich wenn die

Blende selbst silberhaltig ist (Przibram[1]), erzeugt Ofenbrüche und zinkische Producte, bei deren weiterer Verarbeitung abermals grössere Metallverluste entstehen. Bildet sich durch Einwirkung der Gebläseluft oder des Wasserdampfes Zinkoxyd, so macht dieses die Schlacke ebenfalls strengflüssig. Das Schwefelzink ist geneigter, als solches in die Schlacke, als in den Stein zu gehen, wobei dann unreine, specifisch schwerere, sich von dem Stein weniger leicht sondernde Schlacken (Skumnas) entstehen.

Schwefelkies veranlasst unnützen Eisenverbrauch und vermehrt das Steinquantum. 8—10% Schwefelkies erfordern 2—3% Eisen.

Schwefelantimon und Schwefelarsen, letzteres z. B. als Arsenkies, werden durch Eisen zerlegt, ihre leichtflüchtigen Radicale reissen viel Blei und Silber mit fort, verunreinigen das Blei und alle Zwischenproducte und tragen zur Ofenbruchbildung bei (Andreasberger Hütte auf dem Oberharze). Bei weiterer Verarbeitung der Zwischenproducte veranlassen Antimon und Arsen neue Metallverluste. Wegen seiner grösseren Flüchtigkeit entstehen durch Arsen grössere Metallverluste, als durch Antimon, ersteres geht aber weniger ins Blei und lässt sich beim Abtreiben vollständiger daraus entfernen. Arsen absorbirt mehr Eisen, als Antimon. Beide geben auch zu einer unerwünschten Bildung von Speise Veranlassung, aus welcher nur unter bedeutenden Metallverlusten die nutzbaren Metalle extrahirt werden können. Nur bei einem Nickel- und Kobaltgehalt kann eine Speisebildung zur Ansammlung dieser Metalle vortheilhaft sein.

Kupferkies wird durch Eisen zerlegt[2]), das ausgeschiedene Kupfer folgt dem Blei in alle Producte, kann aber bei passendem Eisenzusatze grösstentheils im Stein concentrirt und daraus gewonnen werden (Oberharzer Hütten, Victorfriedrichshütte).

---

1) Leoben. u. Przibr. Jahrb. pro 1857. S. 236.

2) Siehe Rivot's und Phillip's Kupferhüttenprozess: B. u. h. Ztg. 1850. S. 593; 1852. S. 268, 303.

Fahlerz und Bournonit verhalten sich ähnlich, wie Kupferkies, liefern aber nicht nur kupferhaltige, sondern auch arsen- und antimonhaltige Producte bei Vergrösserung des Metallverlustes durch Verflüchtigung und der Ofenbruchbildung (Andreasberger Hütte).

Je mehr und verschiedenartigere fremde Schwefelungen, deren Metalle theilweise auch gewonnen werden sollen (Silber, Kupfer), die Bleierze enthalten, um so complicirter werden die Hüttenprozesse. Aus diesem Grunde sind z. B. die Schmelzprozesse auf den Oberharzer Hütten und zu Victorfriedrichshütte umfangreicher, als die zu Tarnowitz. Sucht man z. B. bei einem Kupferkiesgehalt die Operationen zu sehr abzukürzen, so wird das Blei sehr von Kupfer verunreinigt und letzteres geht verloren. Um dies zu vermeiden, muss man das Blei aus seiner Schwefelverbindung successive abscheiden und das Kupfer mehr und mehr im Stein anzureichern suchen. Bei den dabei erforderlichen wiederholten Röstungen wird durch Verflüchtigung eines grossen Theils Antimons, Arsens und Zinks deren schädlicher Einfluss bei den Schmelzungen vermindert.

2) Die Gattirung und Beschickung der Erze.

Gattiren. Damit das aus den Erzen ausgeschiedene Blei vor Oxydation im Herde des Schmelzofens möglichst geschützt ist, bedarf es einer gewissen Schlackenmenge. Man vermengt (gattirt) deshalb reichere und ärmere Erze zu einem mittleren Metallgehalt, bei welchem erfahrungsmässig das beste Ausbringen stattfindet. Dabei sucht man zugleich ein solches Verhältniss der Erden herzustellen, dass sie sich beim Schmelzen unterstützen. Zur Bildung einer hinreichend leichtflüssigen Schlacke bedarf es gewöhnlich dann noch gewisser Zuschläge von Erden oder Metalloxyden (z. B. Eisenoxyd), Beschicken. womit die Operation des Beschickens der Erze beginnt.

Erfahrungsmässig findet die Zerlegung des Bleiglanzes durch Eisen bei höherer Temperatur vollständiger statt, als bei niederer, und es entsteht in letzterer ein bleireicherer Stein, indem sich Schwefeleisen mit Schwefelblei bei geringerer Temperatur verbindet, als die Abscheidung des Bleies aus dem Bleiglanz durch Eisen erfolgt. Man muss deshalb die Beschickung so strengflüssig machen, dass bei der zu

ihrer Schmelzung erforderlichen Temperatur der Bleiglanz durch das Eisen hinreichend zerlegt wird. Da die leichtflüssigste Verbindung von Kieselerde, Thonerde und Kalkerde in dem Verhältniss von 56 : 14 : 30 (Bd. I. S. 824) zu strengflüssig ist, also bei vermehrtem Brennmaterialaufwand zu grosse Metallverflüchtigung herbeiführt, so macht man sie durch Hinzufügung von eisenhaltigen Substanzen (eisenspäthigen Bleierzen, Eisenfrischschlacken, Bleisteinschlacken etc.) leichtflüssiger und sucht, wie die Analysen der Oberharzer Schliegschlacken (Bd. I. S. 845) erweisen, nahe Bisilicate oder zwischen Singulo- und Bisilicaten liegende Silicate zu erzeugen. Trotz des vorwaltenden Kieselsäuregehaltes ist doch eine merkliche Bleiverschlackung nicht zu fürchten, weil das Blei nicht im oxydirten, sondern im geschwefelten oder metallischen Zustande im unteren Ofentheile vorhanden ist. Das in den zugeschlagenen Schlacken enthaltene Bleisilicat wird theils durch das metallische Eisen, theils durch Schwefeleisen zerlegt, indem sich unter Bildung von Eisensilicat metallisches Blei oder Schwefelblei ausscheidet. Ein Kupfergehalt der Schlacken wird auf diese Weise als Schwefelkupfer in den Stein geführt. Eine ähnliche Wirkung, wie Schwefeleisen, übt auch Schwefelzink aus.

Der höhere Silicirungsgrad der Schlacken ist für einen reineren Schmelzgang förderlich (Bd. I. S. 830). Zur Hervorbringung der zum Verschmelzen der Beschickung erforderlichen Temperatur bedarf es entweder bei Holzkohlen hoher Oefen oder der Anwendung von Koks oder Steinkohlen in niedrigeren Oefen.

Die Beschickung für die Niederschlagsarbeit enthält gewöhnlich folgende Bestandtheile: Zusammensetzung der Beschickung.

a) Eisen in Gestalt von Schmiedeeisen und Gusseisen als Stücke, Granulireisen, Wascheisen etc., zur Zerlegung des Schwefelbleies und an Kieselsäure gebundenen Bleioxydes. Schmiedeeisen ist wirksamer als Gusseisen, welches immer 4—5 % fremde Bestandtheile enthält. Auch braucht man von altem rostigen Eisen, von Eisenbohrspänen mehr, als von reinem Eisen, kann aber bei deren geringerem Preise ökonomische Vortheile erzielen (Alten- Eisen.

auer Silberhütte).[1]) Besonders wirksam ist der Chenot'sche Eisenschwamm[2]) gefunden worden; dagegen haben sich billigere Surrogate für das Eisen, als Eisenstein, Eisenfrischschlacken (Marienhütte im Kinzigthale), geröstete eisenoxydreiche Bleisteine etc. als Entschwefelungsmittel weniger bewährt.[3]) Sollen sie gehörig wirksam sein, so müssen sie in grösserer Menge zugeschlagen werden und es bilden sich dann leicht, da man die Reduction nicht in der Gewalt hat, Eisensauen. Als Entschwefelungsmittel angewandte Eisensteine müssen möglichst reich sein, weil sonst die erdigen Beimengungen einen Theil des oxydirten Eisens aufnehmen und die Schlackenmenge vermehren, womit immer eine Vergrösserung des Brennmaterialverbrauches und des Bleiverlustes verbunden ist.

Kalk zerlegt den Bleiglanz nur bei dem oxydirenden Einfluss der Luft, indem sich metallisches Blei und schwefelsaurer Kalk bilden (Flammofenreaction S. 48). Bleisilicat wird von Kalk erst in höherer Temperatur zersetzt, so dass ein grösserer Kalkzuschlag das Schmelzen strenge macht.[4]) Kalk, mit eisenhaltigen Schlacken zusammen, befördert die Ausscheidung des Eisens aus letzteren und dadurch die Entschwefelung.

Bei Anwendung von metallischem Eisen ist noch zu berücksichtigen:

*a*) die Quantität des Eisenzuschlages. Bei einem Eisenüberschuss wachsen nicht nur die Schmelzkosten, sondern Stein und Blei werden auch sehr eisenhaltig. Beim Eingiessen solchen Bleies in die Formen geht zwar das Eisen grossentheils auf die Oberfläche und lässt sich abschäumen, aber dann nicht weiter verwenden. Auch trägt ein Eisenüberschuss nicht zur weiteren Entschwefelung des gebildeten Steines bei, wie die Versuche von Nolte[5]) ergeben haben, wenn die Menge des ausgeschiedenen Bleies ein gewisses durch Erfahrung bestimmtes Maximum erreicht hat.

---

1) Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860. S. 255, 617.
2) B. u. h. Ztg. 1861. S. 292.
3) Kerl, c. l. S. 362, 617. — Karst., Arch. 2 R. X, 91.
4) Kerl, c. l. S. 362. — Pattinson in: Dingl. Bd. 82. S. 286.
5) B. u. h. Ztg. 1860. S. 165. — Kerl, c. l. S. 376.

Nach der stöchiometrischen Berechnung lassen sich mittelst 1 Theiles reinen Eisens 3,83 Blei und mittelst 1 Thls. Roheisens mit 5% Unreinigkeiten 3,64 Thle. Blei ausscheiden, wenn man die Bildung von Fe S annimmt; gewöhnlich erzeugt sich aber auch $Fe^2$ S.

Bei einem geringen Kupferkiesgehalt der Erze nimmt man weniger Eisen, um die Zerlegung des Schwefelkupfers möglichst zu vermeiden und das Kupfer im Stein zu concentriren; so kommt z. B. auf Oberharzer Hütten bei derartigen Erzen auf 3 Thle. Werkblei 1 Thl. Roheisen. Es scheidet ein Ueberschuss von Eisen oxydirtes Kupfer aus den Schlacken aus. Bei blendigen Erzen bricht man ebenfalls an Eisen ab, damit möglichst wenig metallisches Zink frei wird. Je geringer der Eisenzusatz, um so mehr Stein und desto mehr eisenhaltige Steinschlacken entstehen demnächst bei dessen Verschmelzung. Bei einem richtig geleiteten Betrieb erzeugt man so viel bleireichere Steinschlacken, als man als Zuschlag beim Erz- und Steinschmelzen nöthig hat. Da nun z. B. beim Verschmelzen blendiger Erze ein grösserer Zuschlag von basischen Schlacken erforderlich ist (S. 120), so muss zur Erzeugung dieses Schlackenquantums beim Erzschmelzen an Eisen abgebrochen werden (Lautenthaler Hütte auf dem Oberharze).

Bei einem Arsengehalt der Erze, z. B. beim Verschmelzen arsenikalischer Silbererze mit Bleierzen (Andreasberger Hütte), bedarf es eines grösseren Eisenzuschlages, indem nach Markus[1]) zuerst das Arsen unter Bildung von $Fe^4$ As das Eisen in Beschlag nimmt und dann erst dessen Ueberschuss auf das Schwefelblei einwirkt. Da durch die Bindung des Arsens an Eisen die Blei- und Silberverflüchtigung abnimmt, so verringert sich mit zunehmendem Eisenzuschlag der Metallverlust.

Schwefelsilber wird vom Eisen ähnlich zersetzt, wie Schwefelblei, und bis zu einem gewissen Eisenzuschlage gehen Entsilberung und Entbleiung gleichen Schritt. Steigert man dann die Eisenmenge noch, so scheidet sich verhältnissmässig mehr Blei als Silber ab, indem sich letzteres bei der

1) Oest. Ztschr. 1857. No. 1. — B. u. h. Ztg. 1857. No. 8.

grossen Verwandtschaft zum Schwefeleisen mehr im Stein ansammelt. Da man zur Ausziehung des Silbers aus dem Steine wieder Blei zufügen müsste, so erzeugt man lieber durch einen geringeren Eisenzuschlag einen bleireicheren Stein, dessen Silbergehalt vom Bleigehalt gedeckt wird (Oberharzer Hütten). Ganz ähnlich, wie von Eisen, wird das Schwefelsilber auch von dem metallischen Blei zerlegt, und zwar ist nach MARKUS, je nach der Verbindungsweise des Silbers [1]) (z. B. nur mit Bleiglanz oder mit Schwefelkupfer oder Schwefeleisen) und nach der angewandten Temperatur [2]) zur Ausziehung derselben Silbermenge eine verschiedene Quantität Blei erforderlich (Bd. I. S. 31). Das FOURNET'sche Gesetz (Bd. I. S. 30) gibt hierüber keinen Aufschluss.

Die Menge des aus dem Bleiglanz ausgeschiedenen Bleies hängt ausser von der Grösse des Eisenzuschlages, wie bereits S. 122 bemerkt, von der bei der Zersetzung angewandten Temperatur ab.

Neben einer entschwefelnden Wirkung besitzt das Eisen auch eine reducirende; Bleioxyd und kieselsaures Bleioxyd können davon in Gegenwart von Kohle in metallisches Blei und Eisensilicat umgewandelt werden. Der Kohlenstoff des Roheisens nimmt an der Reduction Theil.

*β*) Die Grösse der Eisenstücke. Da die Hauptwirkung des Eisens oberhalb der Form, wenn sich die Massen noch im teigartigen Zustande befinden, vor sich geht, so dürfen die Eisenstücke nicht so gross sein, dass sie zu rasch sinken und in den Herd gelangen. Zwar kann in letzterem, indem das auf dem Blei schwimmende Eisen mit dem Stein in Berührung kommt, auch noch eine Bleiausscheidung aus letzterem stattfinden, aber das Eisen wird dabei meist nur unvollständig ausgenutzt und geht theilweise mechanisch ins Blei. Bei zu grossen Stücken sieht man dann Eisenfragmente beim Abstechen des Bleies auf demselben schwimmen. Zu kleine Eisenstücke (kleine Granalien, Eisenbohrspäne, altes Eisen etc.) ballen sich leicht zusammen und verursachen

1) Oest. Ztschr. 1857. No. 1. B. u. h. Ztg. 1857. No. 8.
2) Oest. Ztg. 1855. No. 5 u. 24; 1856. No. 13.

Versetzungen und Sauenbildung, vertheilen sich nicht schnell genug oberhalb der Form in den breiigen Massen und fallen dann leicht in den Schmelzherd auf den Stein, ohne gehörig gewirkt zu haben; es entsteht ein bleireicher Stein und Blei mit darauf schwimmenden Eisengranalien. Die Grösse der Eisenstücke hat sich, wenn ihre Wirkung die vollkommenste sein soll, nach der Schnelligkeit des Gichtenniederganges in der Weise zu richten, dass das Eisen bald verschwunden sein muss, wenn die Schmelzmassen vor die Form gelangen. Auf den Oberharzer Hütten lässt man wohl absichtlich grössere Eisenstücke in den Herd gelangen, weil in Folge der dadurch veranlassten chemischen Wirkung eine Temperaturerhöhung eintritt, welche einer Ansatzbildung im Herde entgegenwirkt oder bereits gebildete Ansätze beseitigt.

b) Schlacken, namentlich eisenreiche, wie Eisenfrischschlacken, Bleisteinschlacken etc. Die Schlacken bewirken in oberen Ofentheilen eine Auflockerung der Schmelzmassen und verhindern ein Vorrollen oder Zusammenbacken der Schliege, (daher bei Schliegform der Erze ein grösserer Schlackenzuschlag); nahe über dem Schmelzraume bilden sie leichtflüssige Silicate unter Ausscheidung des verschlackten Bleies und theilweise des Kupfers durch Eisen, Kohle und Schwefeleisen (S. 123) und in Berührung mit dem Brennmaterial reducirt sich ein Theil Eisen daraus und wirkt entschwefelnd. Da bei dem raschen Schmelzen die reducirende Wirkung auf solche eisenreichen, meist in grösseren Stücken angewandten Schlacken nur eine geringe ist, so wirken dieselben weit mehr auf die Schlackenbildung, als entschwefelnd ein, wenn man sie nicht im grossen Ueberschusse anwendet, wodurch aber die S. 124 berührten Uebelstände eintreten. Aehnlich wie eisenreiche Schlacken wirkt auch ein Spatheisensteingehalt der Erze. Schlack

Man muss die Grösse des Schlackenzuschlages auf die erforderliche Grenze beschränken; jeder Ueberschuss vermehrt die Schmelzmassen und den Brennmaterialaufwand. Es kann jedoch ein grösserer Zuschlag von leichtflüssigen eisenhaltigen Schlacken erforderlich werden, wenn sie gleichzeitig als Entschweflungsmittel wirken oder aus blendigen Bleierzen die strengflüssige Zinkblende (S. 120) in

die Schlacke führen (Lautenthaler Hütte[1]) oder zur Auflockerung von Schliegen dienen sollen. Ein Zuschlag von armen Schlacken von der Arbeit selbst vermehrt stets die Schmelzmassen, verzögert den Niedergang der Gichten, verhindert eine innige Berührung der Schmelzmaterialien, begünstigt die Metallverflüchtigung etc., kann aber nöthig werden, wenn es zum hinreichenden Schutz des Bleies im Herde an schlackengebenden Bestandtheilen fehlt, wenn die Schmelzmassen aufgelockert werden müssen oder sich keine Gelegenheit findet, die beim Schmelzen fallenden unreinen Schlacken wieder zugutezumachen. An Bleioxyd reiche Schlacken erfordern zu ihrer Zerlegung einen besonderen Eisenzuschlag, indem sie sonst wieder zu reiche Schlacken geben. Bei ihrer Anwendung in Stücken und dem raschen Schmelzen ist der zerlegende Einfluss der reducirenden Gase, des festen Brennmaterials und der Schwefelungen nur ein geringer.

iche Producte.

c) Bleioxydreiche Substanzen, als Glätte, Abstrich, Herd. Diese Producte, sowie Weissbleierz, reduciren sich schon in den oberen Ofentheilen und ein grosser Theil des Bleies verflüchtigt sich, weshalb man solche Sub-

[redacted]

Bleiglanz lässt sich in niedrigeren Oefen verschmelzen, dagegen mit Erdarten stark verunreinigtes Erz nur in höhern Oefen, welche die zur Bildung von Bisilicatschlacken erforderliche Schmelztemperatur hervorbringen. Die höchste Temperatur geben nach Art der Eisenhohöfen mit einer Rast vorgerichtete Oefen.[1]) Blendige Erze bedingen meist, damit sich möglichst wenig Blende zerlegt und Zinkdämpfe aus der Gicht entweichen können, niedrigere Oefen (frühere Lautenthaler Oefen).

Gewöhnlich sind die Oefen nach Art der Sumpföfen zugemacht (Oberharz, Victorfriedrichshütte), welche ein bequemes Ausräumen der Ansätze aus dem Schmelzraum gestatten. Sind viel solcher Ansätze auszuräumen, z. B. bei blendigen Erzen, so lässt man die Vorwand weniger tief in das Gestübbe der Spur eintreten. Nur bei reineren Erzen sind Spuröfen (Tarnowitz), und zwar da anwendbar, wo man eine leichtflüssige Beschickung verschmilzt, z. B. wo man bedeutende Zuschläge von Eisenfrischschlacken beim Schmelzen gibt und es in der Gewalt hat, durch Vermehrung derselben im Herde gebildete Ansätze wegzuschmelzen. Solche Oefen mit geschlossener Brust gewähren die Bd. I. S. 438. erwähnten Vortheile, begünstigen aber in Folge der kräftig reducirenden Wirkung die Bildung von Eisensauen.

Das Nähere über die Ofenconstruction ist S. 106. angegeben.

4) Das Brennmaterial. Als solches kommen hauptsächlich zur Verwendung: Brennmaterial.

a) Holzkohlen, und zwar weiche und harte. Letztere verbrennen langsamer, als erstere, verzögern das Schmelzen, entwickeln aber höhere Temperaturen und tragen einen grösseren Satz, so dass dadurch die durch das langsame Schmelzen veranlasste geringere Production wieder ausgeglichen wird. Harte Kohlen zerspringen aber leichter, als weiche, und geben dann einen geringeren Effect.

b) Koks verbrennen in Folge ihrer Dichtigkeit schwerer, als Holzkohlen, tragen aber, wodurch das langsamere Nieder-

1) Bergfd. II, 257. Karst., Arch. 2 R. X, 131. Lamp., Fortschr. 1839. S. 77. Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860. S. 576.

gehen der Gichten ausgeglichen wird, einen höheren Satz, so dass die Production bei beiden Brennstoffen in gleichen Zeiten nahe dieselbe oder der Schmelzeffect der Koks etwas höher sein kann, zumal dieselben weniger zu einer unnöthigen Kohlenoxydbildung (I. 224) Veranlassung geben, als die Holzkohlen. Bei Schliegform der Erze wird durch die dichter liegende Koksssäule die Flugstaubbildung vermindert und in Folge dessen das Bleiausbringen erhöht (Oberharz). Durch die beim Verbrennen der Koks entwickelte höhere Temperatur wird der Bleiglanz durch Eisen vollständiger zerlegt, es findet eine reinere Separation der Massen statt und es entstehen bleiärmere Steine und Schlacken[1]; dagegen pflegt die Nasenführung etwas schwieriger zu sein, als bei Holzkohlen.

Grossblasige Koks eignen sich nicht zum Schmelzen der Schliege, welche in die Blasenräume einrollen und die Koksstücke inkrustiren, so dass sie nicht vollständig verbrennen können.

Damit beim Verschmelzen der Bleibeschickung keine zu hohe Temperatur entsteht, so wendet man bei Koks wohl niedrigere Oefen an, als bei Holzkohlen.

c) Unverkohlte Brennstoffe. Von denselben haben nur magere Steinkohlen zu Tarnowitz[2]) Anwendung gefunden; alle übrigen, wie Holz und Torf, haben sich weit weniger bewährt. Sie veranlassen ein unregelmässiges Schmelzen und einen bedeutenden Bleiverlust durch Verflüchtigung.[3]) Es empfiehlt sich zu Tarnowitz, die magern Steinkohlen direct anzuwenden, weil sich daraus keine guten Koks darstellen lassen. Letztere verschafft man sich neuerdings (§. 44 E.).

1) Karsten, über die vortheilhafte Anwendung der Koks bei der Niederschlagsarbeit: Karst., Arch. 1 R. VI, 96. — Kleinschmidt, über den Gebrauch von Koks zum Schmelzen silberhaltiger Blei- und Kupfererze auf der Weyererhütte: Bergbaukunde II, 103. — Fournet, über den Einfluss der Koks bei der Behandlung der Bleierze: Ann. d. min. 2 sér. Tom. VII, 453. — Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860. S. 251.

2) Karst., Arch. 1 R. VIII, 103.

3) Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860. S. 238, 241. B. u. h. Ztg. 1860. S. 102.

Bei einem normalen Schmelzgange erhitzen sich im oberen Ofentheil die Schmelzmassen allmälig und vorhandenes Weissbleierz und bleiische Producte (Glätte, Herd) reduciren sich theilweise, wobei Blei verdampft, zu welchem sich etwas aus tieferen Ofengegenden verflüchtigtes Schwefelblei hinzugesellt. Vorhandene höhere Metallschwefelungen geben Schwefel ab und durch Einwirkung von Wasserdämpfen kann Schwefelwasserstoffgas entstehen. Es reducirt sich und verdampft um so mehr Blei, je feiner zertheilt und je poröser die oxydischen Substanzen sind. In einiger Höhe über der Form, wenn die Massen teigartig geworden, wird das mit dem Eisen in nähere Berührung kommende Schwefelblei zerlegt; metallisches Blei und Schwefeleisen, letzteres in Verbindung mit etwas Schwefelblei, tröpfeln in den Herd, wobei noch ein Theil des Bleies vor der Form oxydirt und verflüchtigt wird. Gehen die Gichten zu rasch nieder, so kommt das Eisen weniger mit dem Schwefelblei in Berührung. In der Formgegend muss ersteres ganz verschwunden sein und auf eine Nachwirkung desselben im Herde weniger gerechnet werden. Erst bei einer höheren Temperatur, als die Entschwefelung des Bleies stattfindet, beginnen im unteren Theile des Ofens nahe über der Form die eisenhaltigen Schlacken die erdigen Bestandtheile aufzunehmen, ein Theil des oxydirten Eisens reducirt sich in Berührung mit dem festen Brennmaterial und das ausgeschiedene Eisen wirkt entschwefelnd; aber bei der verhältnissmässig geringen Schlackenmenge ist diese Wirkung nur untergeordnet. Auch findet eine nur schwache Zerlegung des Schwefelbleies direct durch das oxydirte Eisen statt, welches meist an Kieselsäure gebunden ist; dagegen scheidet das metallische Eisen aus dem Bleisilicat Blei aus. Wäre Eisen im Ueberschusse vorhanden, so würde auch das Kupfer zum grossen Theile ausgeschieden werden; da man aber weniger Eisen nimmt, so geht sowohl aus Oxyd reducirtes, sowie vorher silicirtes Kupfer in den Stein. Sehr wirksam zur Zerlegung des kupferhaltigen Bleisilicates sind Schwefeleisen und auch Schwefelzink, indem sie unter Ausscheidung von metallischem Blei auch Schwefelblei und Schwefelkupfer geben. Es ist auf diese Weise möglich, ein ziemlich kupferfreies Blei, kupfer- und

bleiarme Schlacken und einen Stein zu erzeugen, welcher den grössten Theil des Kupfers enthält. Je flüssiger die Schlacken werden und je langsamer sie aus dem Ofen fliessen, um so mehr setzen sie vorher mechanisch beigemengte Stein- und Bleitheile ab; bei Anwesenheit von Eisenoxyd fallen sie meist nicht sehr reich an Bleioxyd aus. Die geschmolzenen Massen separiren sich dann nach ihrem specifischen Gewicht.

**Kennzeichen zur Beurtheilung des Ofenganges.**

Zur Beurtheilung des Ofenganges dienen folgende Kennzeichen:

a) die Qualität des Werkbleies; eine mussige Beschaffenheit desselben und blinde Oberfläche deutet z. B. auf einen Gehalt an Unterschwefelblei (S. 62) in Folge zu geringen Eisenzuschlags;

b) die Beschaffenheit des Bleisteines (Bildung matter Steine S. 120);

c) die Beschaffenheit der Schlacke, das hauptsächlichste Kennzeichen, ob dieselbe nahe die Eigenschaften der Bisilicatschlacken (I. 830) hat, ob sie zu streng- oder zu leichtflüssig, ob mussig in Folge eines Gehaltes an Oxysulphureten (S. 121) etc.;

d) die Beschaffenheit der Nase (Bd. I. S. 457), ob zu lang oder zu kurz, zu hell oder zu dunkel, zu stark geneigt, zu lose etc.;

e) das Verhalten der Gicht, ob sie dunkel ist oder flammt, was immer zu grossen Metallverlusten durch Verflüchtigung führt, ob die Sätze regelmässig eingehen, ob in Folge zu langer Nase die Temperatur an der Vorwand zu sehr steigt etc.;

f) die Beschaffenheit des Herdes, ob derselbe mehr oder weniger frei von Ansätzen, ob kein Durchblasen erfolgt, ob Ansätze vor dem Stichloch und ob der Stich hart ist etc. Dadurch, dass man den Stich von obennieder zustopft, verhütet man das Eintreten der Schlacken in denselben.

**Mittel zur Veränderung des Ofenganges.**

Als Mittel zur Veränderung eines unregelmässigen Ofenganges wendet man an: Abbrechen oder Zulegen an Satz bei gleichbleibender Kohlenmenge zur Erhöhung oder Verminderung der Temperatur, Zuschlag saurer oder basischer Schlacken bei zu leichtflüssiger oder zu strengflüssiger Schlacke, Vermehrung des Schlackenquantums bei zu grosser

Strengflüssigkeit (Blende) oder bei Skumnasbildung (Schwerspath), Ausräumen des Herdes, Zurichten der Nase, Schwächung oder Verstärkung des Gebläses etc.

Die Producte von der Niederschlagsarbeit sind folgende: **Producte Niederschl arbeit.**

1) Blei, und bei einem gewissen Silbergehalt, dessen Gewinnung mittelst des Abtreibens oder des PATTINSON'schen Krystallisirprozesses lohnend ist, Werkblei. **Blei.**

Die Treibwürdigkeit eines Werkbleies richtet sich nach dem Preise des Brennmaterials und den Arbeitslöhnen. Werkblei mit unter 0,031 % Silber im Centner ist selbst bei sehr billigem Brennmaterial nicht mehr treibwürdig, wohl aber für den PATTINSON'schen Prozess geeignet, durch welchen das Blei gleichzeitig eine bedeutende Reinheit erlangt.

2) Bleistein mit bis 30 % und mehr Blei und bis 0,094 % und mehr Silber, sowie mit einem grössern oder geringern Kupfergehalt. Je nach seinem Metallgehalt wird derselbe entweder abgesetzt (Tarnowitz), oder verröstet auf gemischte Vitriole (Victorfriedrichshütte) oder auf Cementkupfer benutzt (Sibirien)[1], oder im gerösteten Zustande wegen seines bedeutenden Eisengehaltes wiederum als Zuschlag beim Erz- oder Abgängeschmelzen verwandt (Sala, Tarnowitz), oder bei einem bedeutenden Gehalt an nutzbaren Metallen durch eine eigene Arbeit auf diese zugutegemacht (Oberharz). Letztere pflegt darin zu bestehen, dass man den Stein zu wiederholten Malen röstet (Bd. I. S. 78, 376) und mit einem Zuschlag von Eisen und sauren Schlacken (Erzschlacken) einem präcipitirenden und solvirenden Schmelzen im Krummofen unterwirft, wobei unter Anwendung einer passenden Temperatur das beim Rösten gebildete Bleioxyd reducirt, das oxydirte Eisen des gerösteten Steines von der Erzschlacke zu einer neuen basischen Schlacke (Steinschlacke) aufgelöst, das beim Rösten unzersetzt gebliebene oder durch Reduction von schwefelsaurem Bleioxyd erzeugte Schwefelblei durch das zugeschlagene oder aus dem Eisenoxyd des Röstgutes reducirte metallische Eisen zerlegt und ein neuer Stein gebildet wird, in welchem bei seiner grossen Verwandtschaft zum Schwefel das Kupfer, in **Bleistein.**

---

1) B. u. h. Ztg. 1852. S. 503.

welcher Gestalt es auch vorhanden sein mag, sich concentrirt. Nimmt man das Schmelzen in höheren Oefen vor, so kann zu viel Eisen aus der Beschickung reducirt werden, welches theils Eisensauen bildet, theils eine Ansammlung des Kupfers im Werkblei veranlasst, während aber bleiarme Schlacken entstehen. Aehnlich wirkt ein zu grosser Zuschlag von metallischem Eisen. Man normirt letzteren gewöhnlich so, dass bei etwas reichern Schlacken der grösste Theil des Kupfers im Stein und nur ein geringer Theil im Werkblei angesammelt wird (Oberharz). Man wiederholt dann mit dem Stein dieselben Röst- und Schmelzarbeiten, wobei Antimon, Arsen, Zink, Schwefel etc. verflüchtigt, Werkblei abgeschieden und das Kupfer immer mehr im Stein concentrirt wird, so oft (2—3 mal), bis ein zu kupferreiches Werkblei erfolgt. Bei silberreicheren Steinen lässt man wohl bei den ersten oder bei sämmtlichen Steindurchstechen (Andreasberger Hütte im Oberharze) den eine schlechte Röstung ausgleichenden Eisenzuschlag weg, weil sonst bei der grossen Verwandtschaft des Silbers zum Schwefeleisen (S. 117) der Silberrückhalt in den Kupfersteinen zu bedeutend ausfällt. Ist dies dennoch der Fall, so muss das Silber durch besondere Prozesse aus dem Stein oder dem daraus dargestellten Schwarzkupfer extrahirt werden (Oberharzer Saigerung). Ist der Antimon- und Arsengehalt der Kupfersteine so bedeutend, dass kein Kupfer von guter Qualität daraus erfolgen kann, so werden dieselben wohl im Gebläseflammofen verblasen (Andreasberger Steintreiben). Blei- und silberreiche Bleisteine vom Erzschmelzen sind vor dem Rösten zweckmässig nochmals mit passenden Zuschlägen von dem grössten Theil ihres Blei- und Silbergehaltes zu befreien, um grössere Kupferverluste zu vermeiden (Verändern der Steine).

Die chemischen Vorgänge bei den Steinarbeiten sind nahe dieselben, welche bei der später zu erwähnenden vereinigten Röst- und Niederschlagsarbeit für Erze stattfinden. (Siehe diese.)

Speise. 3) Speise, Arsen- und Antimonmetalle, bildet sich bei der Niederschlagsarbeit selten und in geringer Menge (An-

dreasberger Hütte im Harze) und wird dann wohl zu den Steinarbeiten gegeben.

4) Erz- oder Schliegschlacken, sich mehr oder weniger einem Bisilicate nähernd mit bis 6 % Blei. Dieselben werden entweder abgesetzt, oder, wenn unrein, ins Erz- und besonders ins Steinschmelzen gegeben, oder in Formen gepresst zu Bausteinen verwandt. Schlacken

5) Ofenbrüche, Flugstaub, Geschur und Gekrätz, werden entweder eigenen Arbeiten unterworfen (Krätzarbeit, Abgängeschmelzen, Raucharbeit) oder beim Erz- und Steinschmelzen mit zugeschlagen. Ofenbrüche etc.

## §. 22. Beispiele für die Niederschlagsarbeit.

A. Oberharzer Niederschlagsarbeit.[1]) Auf den Oberharzer Silberhütten zu Clausthal, Altenau, Lautenthal[2]) und Andreasberg kommt hauptsächlich aufbereiteter silberhaltiger Bleiglanz[3]) in Schliegform mit einem Gehalte von 40—70 Pfd. Blei und 5—33 Quint Silber im Centner (= 50 Kil. = 100 Pfd. à 10 Lth. à 10 Quint) zur Verschmelzung, welchem erdige Fossilien (Kalkspath, Quarz, Schwerspath, Thonschiefer etc.) in grösseren Mengen, weniger, aber doch von merklichem Einflusse, metallische Mineralien (Kupferkies, Zinkblende, Schwefelkies, Fahlerz, Bournonit etc.) beigemengt sind. Zu St. Andreasberg Oberharzer Schmelzprozess.

1) Ann. d. min. 1 sér. VII, 159. — Bergmänn. Journ. 1790. 8 Stck. S. 97. Lampadius, Hüttenkde. II. Th. 2. Bd. S. 7 u. 229. Suppl. I, 31. II, 192. — Zimmermann's Harzgebirge I, 481. II, 432. — Jars, metallurg. Reise III, 514 — Heron de Villefosse, Mineralreichthum nach Hartmann, Bd. III, 4. Abth. Kap. 2. — Karst., Metall. V, 162. — Wehrle, Hüttenkde. II, 246. — Hartmann, Repertor. d. Bergb.- u. Hüttenkde. 1840. II, 265. Russegg., Reisen IV, 688. Kerl, Oberh. Hüttenprozesse 1860. 2. Aufl. — Kerl, Der Oberharz 1852. S. 40. — Geschichtliches: B. u. h. Ztg. 1859. No. 2.

2) Rivot, Métallurgie du Plomb et de l'Argent. p. 450 (Zustand der Hütte von 1849).

3) Kerl, Oberh. Hüttenproz. 1860. S. 16. — Cotta, Erzlagerst. II, 90. — v. Dechen, Statist. des zollv. u. nördl. Deutschl. I, 756.

werden mit dem Bleiglanz auch eigentliche Silbererze (Rothgiltigerz, Antimonsilber, Fahlerz, silberreicher Scherbenkobalt etc.) zugutegemacht. Der Schmelzprozess zur Clausthaler und Altenauer Hütte ist nicht wesentlich verschieden, der grössere Zinkblendegehalt der Lautenthaler Erze bedingt einige Abweichungen, welche zu St. Andreasberger Hütte wegen gleichzeitiger Verhüttung der Silbererze am bedeutendsten sind.

Gattirung. Beim Gattiren der Schliege sucht man die leichtschmelzigen spatheisensteinhaltigen Geschicke sorgfältig auf die strengflüssigen quarzigen, kalkigen und thonigen so zu vertheilen, dass zu Clausthal und Altenau im Allgemeinen ein mittlerer Metallgehalt von 54—56 Pfd. Blei und 10 Quint Silber, zu Lautenthal ein solcher von 62—64 Pfd. Blei und 9—10 Quint Silber im Centner resultirt.

Beschickung. Das Beschicken der gattirten Schliege geschieht in Quantitäten von 1 Rost (durchschn. 36 Ctr.) zu einer Schicht mit Roheisen, Schliegschlacken, Steinschlacken und bleiischen Producten vom Abtreiben des Werkbleies (Glätte, Abstrich, Herd).

Das Eisen[1]) in Gestalt von Granalien, Wasch- und Brucheisen, auch Bohr- und Drehspänen, ist zur Aufnahme des Schwefels bestimmt. Die Versuche[2]), das metallische Eisen durch Eisenstein, Eisenfrischschlacken, Steinschlacken, Braunspath und Kalkspath zu ersetzen, haben ein erwünschtes Resultat nicht gegeben, selbst wenn man nach Art der Eisenhohöfen construirte Rastöfen anwandte. Ein mit einem solchen Ofen zur Clausthaler Hütte ausgeführter Versuch gab zwar einen bleiarmen Stein und ein verhältnissmässig gutes Werkbleiausbringen, allein es fand ein bedeutender Silberverlust statt und konnte wegen der im Schmelzraum herrschenden hohen Temperatur eine Nase nicht gehalten werden, wodurch allerhand Unregelmässigkeiten im Schmelzen herbeigeführt wurden.

---

1) Nolte, über die Grösse des Eisenzuschlages: B. u. h. Ztg. 1860. S. 165.

2) Karst., Arch. 2 R. X, 131. Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860. S. 362. Zimmermann, Harzgeb. I, 450. Bgwfd. II, 265.

Die basischeren, eisenoxydulreichen Bleisteinschlacken mit 1—4 Pfund Blei und 0,03—0,11 Quint Silber (Analysen Bd. I. S. 849) nehmen Kieselerde auf und schützen das Blei dadurch vor Verschlackung, sie machen den Ofengang hitziger und bewirken ein rascheres Schmelzen, geben aber nicht immer ein besseres Ausbringen. Um einen zu hitzigen Ofengang zu vermeiden, gibt man saurere Schliegschlakken mit 3—5 % Blei und 0,8—0,18 Qt. Silber (Bd. I. S. 845) in die Beschickung, welche wegen ihres grösseren Kieselerdegehaltes die Wirkung der Steinschlacken aufheben. Ausserdem dienen die Schlackenzuschläge dazu, das Durchlaufen der Schliege zu verhindern und die geschmolzenen metallischen Producte als Decke gegen Oxydation und Verflüchtigung zu schützen. Zu Lautenthaler Hütte sind wegen des Blendegehaltes der Erze grössere Mengen basischer Schlacken erforderlich, desgleichen zu St. Andreasberg, wo eine bedeutende Menge unhaltiges Gestein, namentlich Kalk und Thonschiefer, in den silberreichen Erzen zu verschlacken ist.

Die im Wesentlichen aus Bleioxyd bestehenden bleiischen Zuschläge mit 60—90 Pfd. Blei und 0,12—2 Quint Silber im Centner sollen einestheils zur Gewinnung ihres Metallgehaltes, anderentheils (namentlich zur Andreasberger Hütte) zur Ausziehung des Silbers aus den Erzen dienen. An letzterem Orte gibt man deshalb solche Zuschläge so reichlich, dass in dem erfolgenden Werkblei bei armen Beschickungen auf 1 Quint Silber 4—5 Pfd. Blei und bei reichen Beschickungen auf 1 Quint Silber 2—3 Pfd. Blei kommen. Seit Einführung des PATTINSON'schen Prozesses kommen auf Altenauer Hütte weniger bleiische Zuschläge, als zur Clausthaler Hütte in die Beschickung.

Eine beschickte Schicht, zu welcher immer 1 Rost = 36 Ctr. gattirter Schliege genommen wird, hat folgende Zusammensetzung und gibt nachstehendes Ausbringen:

## Clausthaler Hütte:

**Beschickung.**

36 Ctr. Schlieg à 10 Qt. Ag u. 54—56 Pfd. Pb.
6 „ bleiische Zuschläge à 0,08—1,75 Qt. Ag u. 57—80 Pfd. Pb.
12 „ Schliegschlacken à 0,08 Qt. Ag u. 3 Pfd. Pb.
34 „ Steinschlacken à 0,06 Qt. Ag u. 1,5 Pfd. Pb.
4 „ Eisen.
92 Ctr. mit 3,6—3,7 Pfd. Ag u. 27 Ctr. Pb.

**Ausbringen.**

19—20 Ctr. Werkblei à 13 - 16 Qt. Ag.
16 „ Stein à 7 Qt. Ag u. 29 Pfd. Pb.
48 „ Schlacken à 0,08 Qt. Ag u. 3 Pfd. Pb.
3 „ Rauch à 5 Qt. Ag u. 45 Pfd. Pb.
21 Mss. Kohlen (à 10 Cbfss. = 70 Pfd.) = 14,7 Ctr.
10 Std. Schmelzzeit.
20 Thlr. Schmelzkosten.
8—12 wöchige Campagnen.

## Altenauer Hütte:

**Beschickung.**

36 Ctr. Schlieg.
2 „ Gusseisengranalien.
2 „ Bohr- u. Drehspäne.
1 „ Abstrich.
$1\frac{1}{2}$ „ Vorschläge.
22 „ Steinschlacken.
$17\frac{1}{2}$ „ Schliegschlacken.
82 Ctr.

(Metallgehalte fast wie zur Clausthaler Hütte.)

**Ausbringen.**

17 Ctr. Werkblei.
15—16 „ Stein.
1—2 „ Rauch.
24—25 Mss. Kohlen.
10—11 Std. Schmelzzeit.
10—14 wöch. Campagnen.

## Lautenthaler Hütte:

**Beschickung.**

36 Ctr. Schlieg à 9,624 Qt. Ag u. 60,55 Pfd. Pb.
2,43 „ Herd à 1,25 Qt. Ag u. 68 Pfd. Pb.
1,22 „ Vorschläge à 1,0 Qt. Ag u. 88 Pfd. Pb.
0,61 „ Abstrich à 0,25 Qt. Ag u. 82 Pfd. Pb.
25,98 „ Schliegschlacken à 0,09 Qt. Ag u. 5 Pfd. Pb.
32,79 „ Steinschlacken à 0,09 Qt. Ag u. 4,5 Pfd. Pb.
4,50 „ Eisen.
103,53 Ctr. mit 3,562 Pfd. Ag u. 27,73 Ctr. Pb.

**Ausbringen.**

15,45 Ctr. Werkblei à 13 Qt. Ag.
17,15 „ Bleistein à 7 Qt. Ag u. 41 Pfd. Pb.
46,32 „ reine Schlacken à 0,09 Qt. Ag u. 5 Pfd. Pb.
14,086 „ unreine Schlacken à 0,37 Qt. Ag u. 5,6 Pfd. Pb.
0,922 „ Ofenbruch mit 0,3 Qt. Ag u. 70 Pfd. Pb.
3,030 „ Rauch à 6,2 Qt. Ag u. 50 Pfd. Pb.
20—21 Mss. Holzkohlen à 63,6 Pfd.
12 Std. Schmelzzeit.
4—5 wöch. Schmelzcampagnen.

Zur Andreasberger Hütte variirt der Gehalt an bleiischen Zuschlägen je nach dem Silbergehalt der Erze; man sucht bei reichen Beschickungen 1 Qt. Silber durch

2—3 Pfd. und bei armen 1 Qt. Silber durch 4—5 Pfd. Blei zu decken. Das Ausbringen an Werkblei und Stein schwankt je nach dem Silbergehalt der Erze und den danach erforderlichen Quantitäten von Zuschlägen. Auf 1 Schicht kommen $3\frac{1}{2}$—5 Ctr. Eisen und 60—75 Ctr. Schlacken. Schmelzzeit pro Rost 32—48 Stdn. Campagnen 2—3 wöchig. Kohlenverbrauch 37—38 Mss.

Nachdem frühere Versuche mit Koks beim Schlieg- Brennmaterial. schmelzen zu günstigen Resultaten nicht geführt, — weil bei den vorhandenen, nicht hinreichende Pressung gewährenden hölzernen Spitzbälgen nur leichte, poröse Koks anzuwenden waren, welche von frittenden Schliegtheilen imprägnirt wurden —, fand die Schliegarbeit bis vor Kurzem wieder mit Holzkohlen statt. Nach dem Einbau kräftig wirkender Cylindergebläse zu Clausthaler, Altenauer und Lautenthaler Hütte sind die Schmelzversuche mit dichtern, den Schliegtheilchen unzugängigen Koks allein oder im Gemenge mit Holzkohlen wieder aufgenommen und haben zeither zu günstigen Resultaten geführt. Trotzdem, dass die Schlacken bei Koks etwas bleireicher wurden, als bei Holzkohlen, so war das Bleiausbringen bei ersteren doch höher, weil in Folge der dichteren Kokssäule im Ofen weniger Rauch entstand und die Gicht nur höchst selten flammte. Die mit Koks gleichmässiger gehenden Oefen waren im Schmelzraum heisser, als die mit Holzkohlen betriebenen, — in Folge dessen Unregelmässigkeiten im Ofengang, z. B. Rohgang nach dem Wegholen der Nase, weniger zu fürchten sind, als bei Holzkohlen —, dagegen zogen die Gichtgase kühler aus, indem bei den dichteren Koks die Verbrennung weniger im Ofen sich hinaufzog und auch weniger Kohlenoxydgas gebildet wurde, als bei den poröseren Kohlen.

Bei blendigen Erzen (Lautenthaler Hütte) begünstigte die hohe Temperatur im Schmelzraum und die niedrigere Temperatur oben im Schachte die Bildung zinkischer Ofenbrüche und verkürzte die Dauer der Schmelzcampagne; auf den andern Hütten dagegen machte sich bei blendefreiern Bleiglanzen dieser Uebelstand nicht bemerklich. Die in Lautenthal beobachtete Bildung von mehr Stein hat ihren

Grund darin, dass bei der geringeren Flugstaubbildung mehr Bleiglanz im Ofen zur Zersetzung kam.

Hinsichtlich des Durchsetzquantums leisteten Koks mehr als Holzkohlen und kosteten, trotz des modificirten Preises der letzteren, weniger. Ein Uebelstand beim Koksschmelzen blieb die schwierigere Führung der Nase; derselbe wird sich aber bei näherer Vertrautheit mit der neuen Schmelzmethode zum Theil noch überwinden lassen, so wie auch eine Aenderung in den Dimensionen der Schmelzöfen noch grössere Vortheile verspricht. Zur Verhütung des Durchblasens muss die Vorwand (der Vorsetzstein) tiefer in der Spur niedergehen, als bei Holzkohlen. Das Koksschmelzen wird für die Folge current eingeführt werden.

Schmelzöfen. Da die neben den einförmigen Schmelzöfen längere Zeit in Anwendung befindlichen zweiförmigen (Bd. I. Taf. IX. Fig. 209, 210) die erwartete Brennmaterialersparung und grössere Production nicht gegeben, auch die Führung zweier Nasen schwierig ist, so sind zur Zeit nur noch einförmige Oefen (Taf. II. Fig. 33, 35, 37, 39, 41) mit etwas veränderter Construction, namentlich mit einer grösseren Tiefe über der Formgegend, im Betriebe.

*a* Rauhgemäuer. *b* Hinterwand. *c* Futtermauern. *d* Vorderwand. *e* Vorwandöffnung. *f* Vorwand, darunter der in das Gestübbe der Spur eingesenkte Bruststein (Fig. 38). *g* Räumloch. *h* Flammloch. *i* Formgewölbe. *k* Formöffnung. *l* Form. *m* Rauchmantel. *n* Canal, zu den Flugstaubkammern führend. *o* Trageisen zum Trocknen von Holzfackeln. *p* Aufgebeöffnung. *q* Beschickungsboden. *r* Flugstaubkammern. *s* Oeffnungen zum Ausräumen des Flugstaubes. *t* Fundament. *u* Sohlstein. *v* Vorsetzstein. *w* Herdblech. *x* Trittstein. Das Zumachen des Ofens ist Bd. I. Taf. IX. Fig. 211 (S. 442), sowie auf Taf. II. Fig. 38. Bd. II. dargestellt: *y* Lehmsohle. *z* Gestübbesohle. *a'* Spur. *b'* Vortiegel. *c'* Stechherd, mit Gestübbe ausgeschlagen. *d'* Werkblei- und Frischbleipfannen.

Schmelzgang. Das Schmelzen geschieht bei dunkler Gicht, mit 12 bis 18 Zoll langer sternigter Nase (Bd. I. S. 458), indem zur Clausthaler, Andreasberger und Altenauer Hütte auf 1 Theil Kohlen 5—7 Theile, zur Lautenthaler Hütte 8 Theile Be-

schickung kommen. Man setzt auf ersteren Hütten 2—3 oder abwechselnd 2 und 3 Tröge Beschickung à 60 Pfd. auf 1 Füllfass = 25 Pfd. Kohlen. Zur Altenauer und Clausthaler Hütte gelangen bei $2\frac{1}{4}$ Zoll Düsendurchmesser und 12—14 Lin. Quecksilberpressung pro Min. 340—370 Cbkfss., zur Lautenthaler Hütte bei 2 Zoll Düsendurchmesser und 6—8 Lin. Pressung 230—250 Cbkfss. und zur St. Andreasberger Hütte, wo noch Spitzbälge vorhanden sind, bei 18 Lin. Düsendurchmesser und 10,7 Lin. Pressung 146 Cbkfss. Luft von 15° C. in den Ofen. Die Lautenthaler Oefen sind wegen des Zinkblendegehaltes der Erze weiter, als auf den anderen Hütten, und zur Andreasberger Hütte geht wegen des bedeutenden Antimon-, Arsen- und Erdengehaltes der silberreicheren Erze das Schmelzen langsamer und im Tagelohn, während dasselbe auf den andern Hütten im Accord stattfindet.

Die Producte vom Schmelzen sind folgende: Schmelzproducte.

1) Werkblei (Bd. I. S. 734) mit 13—16 Qt. Silber. Werkblei. Dasselbe wird entweder behuf Erzeugung eines sehr reinen Handelsbleies pattinsonirt (Altenauer Hütte) oder direct abgetrieben, wie auf den andern Hütten, wobei man Blicksilber (zum Feinbrennen unter der Muffel), unreine und silberreiche Glätte (Vorschläge für die Schmelzarbeiten), reine Glätte (zum Verkauf und zum Frischen auf Handelsblei), Abstrich (als Vorschlag auf die Erzschichten und zur Darstellung von Hartblei) und Herd (als Zuschlag bei den Schmelzarbeiten) erfolgen.

2) Bleistein (Analysen Bd. I. S. 752) mit etwa 7 Qt. Stein. Silber und 30—40 Pfd. Blei. Wird in Rosthäusern in Haufen von etwa 24 Fuss Länge, 16 Fuss Breite und 5—6 Fuss Höhe bei 100—4000 Ctr. Inhalt auf einer Holzunterlage 3—4 Wochen geröstet (Bd. I. S. 78, 376), dann ins 2te Feuer gewandt, nach 2 Wochen ins 3te Feuer gebracht und nach 8—10 Tagen noch in zwei Feuern von kürzerer Dauer zugebrannt, bis der Stein gut geröstet, d. h. hinreichend von Schwefel befreit ist. Gut gerösteter Stein hat eine bläulich graue Farbe, erdiges Ansehen, eine poröse, drusige Oberfläche mit aufsitzenden Vitriolen und knospenartigen

Auswüchsen. 100 Ctr. Stein erfordern beim 6—7maligen Abrösten etwa 1,5 Mltr. Fichtenrösteholz (1 Mltr. Holz = 80 Cbkfss. = 50 Cbkfss. solider Holzmasse = 1278 Pfd.). Röstversuche in WELLNER'schen Stadeln (I. Bd. S. 384) erforderten mehr Zeit zum Rösten und grössere Räumlichkeiten, und bei einem Mehraufwand an Kosten fiel die Röstung schlechter aus, so dass beim demnächstigen Steinschmelzen weniger Werkblei und mehr Stein erfolgten.

Das Röstgut wird sodann mit Schliegschlacken, Steinschlacken, bleiischen Producten und Roheisen (Clausthaler Hütte) oder Kalk (Altenauer Hütte) beschickt. Zur Lautenthaler Hütte gibt man beim ersten Steindurchstechen keine von den beiden letzteren Substanzen, wohl aber bei dem folgenden Durchstechen Roheisen zu, zur Andreasberger Hütte gar kein Eisen (S. 134). Bei dem reducirenden und solvirenden Schmelzen soll das Bleioxyd im Röstgut reducirt, schwefelsaures Bleioxyd und Schwefelblei unter Mitwirkung der Kohlen durch das zugeschlagene Roheisen oder das vom Kalk aus den Steinschlacken ausgeschiedene Eisen zerlegt und die fremden Oxyde, namentlich Eisenoxyd, von der sauren Schliegschlacke verschlackt werden.

Aus den bleiischen Zuschlägen will man nebenbei ihren Metallgehalt ausziehen.

Die Beschickung für 1 Schicht Stein ist beim ersten Durchstechen in folgender Weise zusammengesetzt:

| | | Clausth. H. | Alten. H. | Lautenth. H. | Andr. H. |
|---|---|---|---|---|---|
| Stein . . . . . . . | Ctr. | 34 | 34 | 34 | 33 |
| Eisen . . . . . . . | „ | 1 | — | — | — |
| Kalk . . . . . . . | „ | — | 3 | — | — |
| Unr. Schliegschl. . . | „ | 34 | 23 | 28 | 37—38 |
| Herd . . . . . . . | „ | 6 | 3 | 2 | — |
| Stein- u. Herddreck . | „ | 2—3 | 1 | — | — |
| Bleikrätz u. Glättefrischschlacken . . | „ | — | 2 | — | — |
| Vorschläge . . . . | „ | — | — | ½ | 12—24 |
| Abstrich . . . . . | „ | — | — | ½ | |
| Schmelzzeit . . . . | Stdn. | 10 | 9,8 | 7 | 24 |
| Kohlenverbrauch . . | Cbkfss. | 15 | 10 | 9½ | — |
| Koksverbrauch . . . | Ctr. | 8 | 7 | 8 | — |
| Windmenge pr. Min. | Cbfss. | 260—290 | — | 230—250 | 159 |
| Schmelzcamp. . . | Wochen | 3—4 | 5—6 | 3—4 | — |

Producte von 1 Schicht:

| | | Clausth. H. | Alten. H. | Lautenth. H. |
|---|---|---|---|---|
| Werkblei | Ctr. | 11,6 | 9,5 | 13 |
| Stein | „ | 12,6 | 9,8 | 10 |
| Schlacken | „ | 54 | — | $40^1/_2$ |
| Rauch | „ | 0,1 | — | 0,23 |

Auf 1 Theil Kohlen und 1 Theil Koks kommen resp. $8^1/_2$ und 6 Pfd. Beschickung. Zum Steinschmelzen dienen nach Art der Sumpföfen zugemachte Krummöfen, welche zur Claustháler Hütte nachstehende Dimensionen haben: Höhe vom Sohlstein ab 8 Fuss 7 Zoll, vom Herdblech ab 6 Fuss 6 Zoll, Formhöhe über dem Sohlstein am tiefsten Punct 3 Fuss 3 Zoll, über dem Bleche 1 Fuss 2 Zoll, Weite vorn oben 1 Fuss 8 Zoll, hinten oben 1 Fuss 10 Zoll, unten resp. 1 Fuss 4 Zoll und 1 Fuss $4^1/_2$ Zoll, Tiefe 3 Fuss 4 Zoll. Böschung der Formwand 9 Zoll. Die Lautenthaler Oefen sind nahe 2 F. höher und die Andreasberger nur 5 F. hoch.

Das erfolgende Werkblei wird abgetrieben; der Stein noch zu zwei bis drei verschiedenen Malen nach vorheriger Röstung durchgestochen, bis beim dritten oder vierten Durchstechen ein Kupferstein mit 20—36 % Kupfer und 6—10 Quint Silber erfolgt, welcher zur Ausziehung seines Kupfer- und Silbergehaltes der Krätzkupferarbeit übergeben wird. Zur St. Andreasberger Hütte wird der antimon- und arsenhaltige Kupferstein zuvor in einem Treibofen verblasen.

Die Steinschlacken (Analysen Bd. I. S. 849) sind basischer, als die Schliegschlacken, und dienen hauptsächlich beim Schliegschmelzen zur Auflösung des Quarzes.

3) Rauch, Flugstaub (Analyse Bd. I. S. 805) mit 45—58 Pfd. Blei und 5—9 Qt. Silber. Man erhält vom Schliegschmelzen zu Clausthaler und Altenauer Hütte 7—8 %, zu Lautenthaler Hütte 10—11 %, zu Andreasberger Hütte 0,8 bis 1 % Rauch, welcher mit Krätzschlieg (von aufbereitetem Geschur und Gekrätz) mit 1—3 Qt. Silber und 35—40 % Blei im Schliegofen bei folgender Beschickung pro Schicht verschmolzen wird: Rauch.

| | | Clausth. H. | Alten. H. | Lautenth. H. | Andr. H. |
|---|---|---|---|---|---|
| Rauch | Ctr. | 36 | 54 | 30 | 36 |
| Krätzschlieg | „ | 9 | 18 | Fegschlg. 6 Krtzschl. | |
| Geröst. Rauchstein | „ | 12 | 15 | — | — |

| | | Clausth. H. | Alten. H. | Lautenth. H. | Andr. H. |
|---|---|---|---|---|---|
| Eisen | Ctr. | 3 | 4 | 2 | 2 |
| Bleiische Zuschläge | „ | 5 | 3 | 6 | 12 |
| Schliegschlacken | „ | 45 | 28 | 26 | — |
| Hartbleischlacken | „ | 6 | — | — | — |
| Steinschlacken | „ | — | 20 | 29 | 73 |
| Schmelzzeit | Stdn. | 12—14 | 34 | 10 | 24 |
| Kohlenverbrauch | Cbkfss. | 230 | 350 | 186 | 250 |
| Campagne | Wochen | — | — | — | 5—6 |
| Ausbringen an: | | | | | |
| Werkblei | Ctr. | 16—20 | 18 | 11—12 | — |
| Stein | „ | 15—19 | 18—19 | 12—13 | — |

Zur Auflockerung des Rauches, wenn derselbe nicht mit Kalk eingebunden ist, sind bedeutende Schlackenzuschläge erforderlich und die Nasenführung ist beim Schmelzen schwieriger.

Die Rauchwerke werden abgetrieben; der Stein kommt im gerösteten Zustande entweder zum Rauchschmelzen, oder wird, wie zu Lautenthaler Hütte, mit gerösteten Ofenbrüchen verschmolzen. Es fallen beim Rauchschmelzen wieder bis 11 % Rauch.

Ofenbrüche. 4) Ofenbrüche (Analysen Bd. I. S. 781) mit 74—76 Pfd. Blei und Spuren bis 1—5 Quint Silber. Dieselben werden gewöhnlich im gerösteten Zustande am Ende der Schliegschmelzcampagne mit Eisen und Schlacken durchgesetzt.

Speise. 5) Speise (Analysen Bd. I. S. 761) fällt zuweilen in geringer Menge zur Andreasberger Hütte.

Geschur. 6) Geschur und Gekrätz wird aufbereitet und als Krätzschlieg gemeinschaftlich mit Rauch (Clausth. und Alten. H.), oder für sich (Lautenth. H.) verschmolzen.

Schliegschlacken. 7) Schliegschlacken (Analysen Bd. I. S. 849) mit 1—4 Pfd. Blei und 0,06—0,1 Qt. Silber im Ctr. Dieselben gehen theilweise ins Schlieg- und Steinschmelzen zurück, theilweise werden sie an die Unterharzer Bleihütten abgegeben, theils zu Bausteinen geformt (Bd. I. S. 844), auch wohl zur Ausmauerung der Schmelzöfen[1]) verwandt.

Metallverlust. Der Bleiverlust beträgt auf Clausthaler, Altenauer und Lautenthaler Hütte 14—16 %, wovon 2—6 % auf die Schlieg-,

1) B. u. h. Ztg. 1855. S. 185. — Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860. S. 275.

Röst- und Steinarbeiten, 8—10% aufs Treiben und etwa 2% aufs Frischen kommen; das Silberausbringen ist um 1—2% höher, als die Probe angibt. Zur Andreasberger Hütte steigt bei dem Antimon- und Arsengehalt der Erze der Bleiverlust auf 60% und mehr und es findet bis 1% Silberverlust statt.

Die Production [1]) der Oberharzer Silberhütten betrug im Jahre 1859/60: 22035½ Pfd. Silber, 87131 Ctr. Blei, 5955 Ctr. Glätte und 1375 Ctr. Kupfer im Gesammtwerthe von 1,291097 Thlr.

Das producirte Blei ist von verschiedener Güte. Von bester Qualität ist das Altenauer pattinsonirte Blei; dann folgen die Schlieg- und Rauchbleie, welche mit dem Blei vom ersten Steindurchstechen als gute Bleie in den Handel gehen. Die kupferhaltigeren Bleie vom zweiten, sowie vom dritten Steindurchstechen sind von minderer Qualität und erhalten eine andere Form und auch wohl eine besondere Bezeichnung. Das Hartblei erfolgt beim Abstrichfrischen und Krätzblei vom Verschmelzen des Bleidreckes, welcher von dem flüssigen Blei in den Formen abgezogen wird.

B. Schmelzprozess zur Victor-Friedrichshütte bei Harzgerode am südöstlichen Harzrande. [2]) Dieser Schmelzprozess unterscheidet sich von dem Oberharzer darin wesentlich, dass ein gemeinschaftliches Knörper- und Schliegschmelzen bei Anwendung eines Gemenges von Koks und Holzkohlen stattfindet und die Beschickung bei einem niedrigeren Metallgehalt einen basischen Charakter hat. Fast die Hälfte der sämmtlichen, in den Silurschichten gangförmig vorkommenden Erze [3]) (silberhaltiger Bleiglanz) wird in Knörperform von ¾—1½ Zoll Würfelseite unter dem Namen Rohschmelzer mit einem Bleigehalt von 32—34 Pfd.

Victor-Friedrichshütte.

Erze.

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 146.

2) Zimmermann's Harzgebirge II, 105. — Karst. Arch. 1 R. IV, 258. — Tunner's Jahrb. 1851. S. 170. — Russegger's Reisen IV, 710. Handschriftliche Mittheilungen vom Hüttenmeister Rienecker zur Victor-Friedrichshütte.

3) Erzvorkommen: v. Dechen, Statist. d. zollv. u. nördl. Deutschl. I, 753. — Cotta, Erzlagerst. II, 89, 660.

und 1,5 — 1,7 Loth, durchschnittlich 0,056 Pfd. Silber im Centner[1]) angeliefert, und zwar unterscheidet man:

1) Späthige oder ordinäre Rohschmelzer, mit Spatheisenstein verwachsener, leichtschmelziger Bleiglanz, in 100 Ctr. mit 32—34 Ctr. Blei und 5,3—5,5 Pfd. Silber.

2) Blendige Rohschmelzer mit Beimengungen von Zinkblende, Quarz und Thonschiefer, mit gleichem Metallgehalt, wie die vorigen, aber sehr strengflüssig.

3) Gemischte Kiese, Bleiglanz mit silberhaltigem Fahlerz und Kupferkies; in 100 Ctr. mit 12—16 Ctr. Blei und 8—11,5 Pfd. Silber.

Ferner kommen zur Anlieferung Setzgraupen von $^3/_4$ — $^1/_{12}$ Zoll Korngrösse und Schlieg, welcher aus solchen Erzen gezogen wird, die in den bezeichneten Korngrössen der Anreicherung bis 30 % Bleigehalt nicht mehr fähig sind. Die Setzgraupen enthalten in 100 Ctr. 36 Ctr. Blei und 5,7 Pfd. Silber, 100 Ctr. Sicher-, Stoss-, Rund- und Kehrherdschlieg 30—34 Ctr. Blei und 5,5—5,7 Pfd. Silber.

Man verschmilzt jährlich (1859 u. 1860) an 8300 Ctr. Rohschmelzer, halb ordinär, halb blendig, 4000 Ctr. Setzgraupen, 5000 Ctr. reiche Schliege und 700 Ctr. gemischte Kiese sammt Schwänzelschlieg.

Beschickung. Von Knörpern und Schlieg werden abgesonderte Beschickungen vorgelaufen und der Ofen gewöhnlich zweimal mit Knörpererzen und einmal mit Schliegbeschickung besetzt. Die Setzgraupen werden mit Schliegen und Knörpern gattirt. In den Jahren 1859 und 1860 betrug der Durchschnittgehalt der verschmolzenen Erze und Schliege im Centner 33—35 Pfd. Blei und 0,056—0,069 Pfd. Silber.

Eine beschickte Schicht enthält 50 Ctr. Erz oder Schlieg, $2^1/_2$—3 Ctr. Eisen (bei Knörpererzen 5—$5^1/_2$ %, bei Schliegen 6 %), 40—50 % Roh- und Steinschlacken zu gleichen Theilen und 10 — 14 % geröstete unreine Schlacken. Ein Zuschlag von geröstetem Bleistein vom Rohschmelzen bis zu 20 % wird nur bei einer sehr blendigen, eisenspatharmen Beschickung gegeben. Die Beschickungen, in Haufen von

1) 1 Centner (Zollcentner) = 100 Pfd. à 30 Loth. 1 Pfund wird in 100 Theile getheilt, so dass 1 Loth Zollgew. = 0,033 Pfd.

10 Fuss Länge, 6 Fuss Breite und 3 Fuss Höhe, ist wegen des Spatheisensteingehaltes basischer Natur und ziemlich leichtschmelzig, in Folge dessen ein Graupenschmelzen ermöglicht wird. Da die Gruben nicht jederzeit die Hütte mit den erforderlichen Erzquantitäten versorgen, so variirt die Beschickung in ihrer Zusammensetzung, was den Schmelzgang und die Uebersichtlichkeit des Betriebes wesentlich beeinträchtigt.

Der Schmelzofen ist ein Sumpfofen von folgenden Dimensionen: Schmelzofen

| | | |
|---|---|---|
| Höhe von der Form bis zur Gicht . . . | 16 Fuss | 4 Zoll |
| Höhe der Form über dem Herdblech . . | 1 „ | $1\frac{3}{4}$ „ |
| Tiefe des Ofens in der Formhöhe . . . | 3 „ | $4\frac{1}{2}$ „ |
| „ „ „ an der Gicht . . . . | 2 „ | $7\frac{1}{2}$ „ |
| Weite an der Vorwand in der Formhöhe | 1 „ | $9\frac{3}{4}$ „ |
| „ „ „ Formwand „ „ „ | 2 „ | $\frac{3}{4}$ „ |
| „ „ „ Vorwand an der Gicht . | 1 „ | $9\frac{3}{4}$ „ |
| „ „ „ Formwand „ „ „ . . | 2 „ | $\frac{3}{4}$ „ |
| Böschung der Formwand . . . . . . . | — „ | 2 „ |

Man gibt abwechselnd Kohlen- und Koksgichten auf und setzt auf 1 Füllfass davon (12—14 Pfd.) $1\frac{1}{2}$—2 Tröge Knörperbeschickung à 60 Pfund oder Schliegbeschickung à 65—70 Pfd. Die Nase ist 6—8 Zoll lang. Schmelzgang

Bei $1\frac{2}{3}$ Zoll Düsendurchmesser und 12 Linien Pressung gelangen pro Min. 250—300 Cbkfss. Luft in den Ofen. Die Schmelzöfen machen 18—20 wöchentliche Campagnen.

Um bei der offenen Brust der Oefen ein Durchblasen möglichst zu vermeiden, wird der Sumpf mit einer Decke von Schlackenklein und schwerem Gestübbe versehen und unter der eisernen Vorwand ein Verschluss durch einen Lehmdamm herbeigeführt. In 24 Stunden werden 80—100 Ctr. Erz und Schlieg bei einem Brennmaterialaufgange pro 100 Ctr. von 12 Mss. Holzkohlen (à 6 Berl. Scheffel = 140 Pfd.) und 10 Tonnen Zwickauer und westphäl. Koks (à Tonne = 4 Berl. Scheffel = 136 — 140 Pfd.) durchgesetzt. Die Zwickauer Koks enthalten pro Ton. 136 — 10 = 126, die westphälischen 154—9 = 145 Pfd. reine Kohle nach Abzug der angegebenen Aschenmengen.

Producte.

Man erhält von 100 Ctr. Erz:

1) 20—23 Ctr. Werkblei mit 0,147 Pfd. Silber im Centner, zum Abtreiben. Das hierbei erfolgende Blicksilber wird unter der Muffel feingebrannt, die Glätte grösstentheils in den Handel gegeben, zum geringeren Theil behuf Abscheidung eingemengter Werkekörner gereinigt; Herd und erster Abzug gehen in die Schmelzarbeiten zurück, der schwarze und gelbe Abstrich wird auf Hartblei verschmolzen, nachdem nöthigenfalls der schwarze Abstrich bei einer Beimengung von 2—3 % regulinischem Blei gesaigert worden.

2) 32—34 Ctr. Bleistein mit 27—30 Pfd. Blei und 0,058—0,066 Pfd. Silber. Kommt zur Steinarbeit.

3) 10—14 Ctr. unreine Schlacken, welche geröstet wieder ins Schmelzen gehen.

4) 150—160 Ctr. reine Schlacken mit 4—6 Pfd. Blei und 0,002 Pfd. Silber und von frischer Beschaffenheit, dem Fliessen nach Singulosilicatschlacken. Nach Abzug der als Schmelzmittel in die Beschickung gegebenen Schlacken erfolgen von 100 Ctr. Erz 25 Ctr. absetzbare Schlacken.

5) Speise (Analyse Bd. I. 760), selten.

6) Flugstaub, ½ %.

7) Ofenbrüche gehen nach vorherigem Rösten in die Schmelzarbeiten zurück.

Bleistein-arbeit.

Der Bleistein wird in Haufen von 300 bis 400 Ctrn. im Freien mit 5—6 Feuern geröstet, dann, um den zu hitzigen Schmelzgang zu mindern, mit 18—20 % blendigen Rohschmelzern oder Setzgraupen und Schliegen, auch wohl mit aufbereiteten und gerösteten Ofenbrüchen im Erzofen verschmolzen. Bei Anwendung von Erzen schlägt man 4 %, bei reiner Bleiarbeit nur 3 % Eisen zu, und bleibt dieser Eisenzuschlag sich bis zum dritten Steindurchstechen gleich.

Bei dem zweiten Steindurchstechen werden gemischte Kiese und Hüttenrauch zugeschlagen, beim dritten Durchstechen Herd und grober Abstrich bis zu 10—16 % zur bessern Entsilberung des Steins, dabei in der Regel die Erzzuschläge ganz weggelassen oder nur wenig gemischte Kiese genommen. Beim vierten und fünften Steindurchstechen fällt der Zuschlag von Erzen ganz weg und der Eisenzusatz

wird auf 2 % vermindert. Bei sämmtlichen Schmelzungen beträgt der Schlackenzuschlag auf 100 Ctr. Stein und Erz 90—110 Ctr., zu ³/₄ aus Rohschlacken und zu ¹/₄ aus Steinschlacken und unreinen Schlacken bestehend. In 24 Stunden werden 90—100 Ctr. durchgesetzt, bei einem Verbrauch von 9 Maass Holzkohlen und 10 Tonnen Koks, oder mit 12 Maass Quandelkohlen und 10 Ton. Koks pro 100 Ctr. durchgesetzten Stein.

Der Stein vom fünften Durchstechen wird als Kupferstein geröstet, durch Auslaugen auf gemischte Vitriole benutzt und der Rückstand entweder ins fünfte Steindurchstechen gegeben oder mit armen Kupferkiesen auf einen für die Laugerei passenden Stein verschmolzen. Bei einem gewissen Silbergehalt dieser Kupfersteine werden dieselben nochmals durch Umschmelzen mit Herd zum Theil entsilbert. Wenn zum anhaltenden Schmelzbetriebe ausreichende Erz- und Bleisteinvorräthe disponibel sind, so wird die Erz- und Schliegarbeit von der Steinveränderung getrennt gehalten und das Schmelzen in einem besonderen Ofen ausgeführt.

Rienecker hat eine Vergleichung des Metallausbringens und des Brennmaterialverbrauches beim früheren Schliegschmelzen gegen das jetzige Knörperschmelzen im Bergwerksfreund Bd. XI. S. 572 mitgetheilt.

Zur Victor-Friedrichshütte werden jährlich etwa 1135 Pfd. Silber, 6200 Ctr. Glätte und 700—900 Ctr. Vitriol. producirt.

C. Schmelzprozess zur Friedrichshütte[1]) bei Tarnowitz in Oberschlesien. Der Bleiglanz[2]) findet sich wenige Fuss über der Scheide von Kalkstein und Juradolomit theils in Klumpen, Platten und Körnern in Eisenocher, theils bildet er feste Bänke oder Streifen, mit Do- Tarnowitz. Erze.

1) Karsten, Arch. 1 R. I, 135; VI, 170; VII, 54; 2 R. VIII, 103; XXIV, 430. — Erdmann's Journ. f. ök. u. techn. Ch. XV, 120, 237, 392. Ann. d. min. 1 sér. VII, 54; XII, 101; 4 sér. IV, 377; VI, 213; XIII, 271. — Karst., Met. V, 157. — Hartm., Repert. II, 289. — Bgwfd. IX, 369. — B. u. h. Ztg. 1852. S. 173 u. 470. — Rivot, Métallurgie du Plomb et de l'Argent. 1860. p. 76, 390. (Angaben vom Jahre 1843.)

2) Erzvorkommen: v. Dechen, Statist. des zollv. u. nördl. Deutschl. I, 757. — Cotta, Erzlagerstätten II, 238, 708.

lomit wechselnd und in denselben eingesprengt. Mit dem Bleiglanz kommen Schwefelkies, Galmei und Brauneisenstein vor und derselbe ist silberarm; solcher von der Tarnowitzer Friedrichsgrube[1]) enthält nur 0,03 %, dagegen die Bleierze von den Galmeigruben 0,06 bis 0,1 % Silber. Der etatmässige Bleigehalt dieser beiden Erzsorten soll bei Knörpern durchschnittlich 68 und 56 %, bei Schliegen 44 und 30 % betragen.

Schmelzprozess.

Die Erze sind zeither durch ein gesondertes Erz- und Schliegschmelzen in Schachtöfen zugutegemacht. Da die Friedrichsgrube im Jahre 1860 beträchtlich mehr Erz als in den Vorjahren geschüttet hat und auch noch für eine Reihe von Jahren liefern wird, so ist man bemüht gewesen, Vorrichtungen zur möglichst schnellen Aufarbeitung der wider Erwarten so massenhaft angelieferten Bleierze zu schaffen. Zu diesem Zwecke sind 2 neue Treiböfen gebaut, ein zweckentsprechendes Condensationssystem zur Auffangung des Hüttenrauches ist hergerichtet und im Laufe des Jahres 1861 ist die Flammofenarbeit und das Pattinsoniren eingeführt worden.[2])

Knörperschmelzen.

1. Knörpererzschmelzen. Dasselbe fand früher in $3\frac{1}{2}$ F. hohen Oefen statt, seit 1845 wird dasselbe in $16\frac{1}{2}$ F. hohen Spuröfen mit verdecktem Auge (Dimensionen S. 110) ausgeführt, indem die höhern Oefen einen bessern Schmelzgang und ein grösseres Werkeausbringen gestatten, weniger Bleiverlust durch Verflüchtigung veranlassen und eine ärmere Schlacke geben; dagegen stellte sich der Verbrauch an Brennmaterial und Zuschlag, sowie der Zeitaufwand bei der Hohofenarbeit höher, als bei der Krummofenarbeit; es wird aber dieser Ausfall durch das grössere Werkeausbringen reichlich gedeckt. 100 Ctr. Erz mit 50 – 70 % Pb, oft in faustgrossen Stücken, werden mit 19 Ctr. Roheisen, $5\frac{1}{2}$ Ctr. Eisenfrischschlacken und 30—40 Ctr. Triftschlacken in 20 Stunden verschmolzen und liefern bei einem Aufwand von 50 Ctr. Steinkohlen, 2—3wöchigen Schmelzcampagnen, dunkler Gicht und Nase und stark gepresstem Wind

1) Schles. Wochenschr. 1860. Nr. 17. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 352.
2) Schlesische Wochenschr. 1861. S. 196.

a) 69,57 oder 50 Ctr. Werkblei, je nachdem die verschmolzenen Erze von der Friedrichsgrube, von den Galmeigruben oder aus Polen stammen. Werkblei mit über $^5/_4$ Lth. Silber im Ctr. wurde früher nur abgetrieben, ärmeres gleich in den Handel gegeben; jetzt wird dasselbe zuvor pattinsonirt (Bd. III). Die Entsilberung des Werkbleies durch Zink ist wieder verlassen.[1])

b) 30 Ctr. Bleistein, mit etwa 9 % Blei, wird im Freien zu grossen Haufen aufgestürzt, im Winter in Röststätten ohne Bedachung auf Betten von Holz und Steinkohlen geröstet und dann mit den unreinen Schlacken und der Schur gemeinschaftlich dem Abgängeschmelzen unterworfen.

c) 40 Ctr. unreine Schlacken und Schur. Die absetzbaren Schlacken enthalten $^1/_2$ — $^3/_4$ % Blei.

Im Jahre 1859 erfolgten von 23600 Ctr. Erz mit 4741 Ctr. Eisen, 3642 Ctr. Eisenfrischschlacken und 2950 Ctr. Stückkohlen: 16316 Ctr. Werkblei, 11560 Ctr. unreine Schlacken, 7080 Ctr. unreiner Bleistein, 240 Ctr. Schur und 25 Ctr. Rauch. Im Jahre 1860 wurden noch 7300 Ctr. Erz mehr verschmolzen.

Man wendet beim Schmelzen rohe Steinkohlen[2]) an, weil wegen magerer Beschaffenheit derselben daraus hergestellte Koks von zu geringer Qualität sind. Auch soll das Ausbringen bei Steinkohlen grösser sein, als bei Holzkohlen und Koks, indem die Gicht weniger flammt und im Schmelzraum eine grössere Hitze herrscht.

Nach Rivot bringt man beim Erzschmelzen 89 % Blei und 92 % Silber aus, was sehr günstig ist, aber die Schmelzkosten sind sehr bedeutend, indem dieselben für 1 Ton. = 1000 Kil. 35 Fr. 97,2 C. betragen. Durch Ersetzung des Eisens durch Eisenstein würden die Kosten herabgehen.

2. Das Schliegschmelzen. Die Schliege mit 30 bis 44 % Blei werden in Kalk eingebunden[3]), zu welchem Zwecke man 100 Ctr. Schlieg mit 10 Scheffel gebranntem Kalk mengt, das Gemenge mit Wasser anfeuchtet, nochmals Schlieg-schmelzen.

1) Karst. Arch. 2 R. XXV, 190.
2) Ibid. VIII, 103.
3) Ibid. XXIV, 430.

durcharbeitet, Ziegel daraus formt und diese innerhalb 48 Stunden an der Luft trocknen und erhärten lässt. 100 Ctr. Schliege erfordern zum Schmelzen im Erzofen 8 Ctr. Eisen, 24 Ctr. Eisenfrischschlacken, 84 Ctr. Steinkohlen und 44 Stunden Zeit und liefern bei nur 6—8tägiger Campagne in Folge reichlicher Bildung von zinkischen Ofenbrüchen: 44,46 oder 30% Werkblei, je nachdem man Grabenschlieg, Bleierde oder Herdschlieg hat; 15% Bleistein und 50% unreine Schlacken und Schur, welche sämmtlich wie die Producte von der Erzarbeit weiter behandelt werden.

Im Jahre 1859 sind 1975 Ctr. Grabenschliege, 158 Ctr. Bleierde und 1817 Ctr. Herdschliege mit 322,25 Ctr. Eisen, 948 Ctr. Eisenfrischschlacken und 830 Ton. Stückkohlen verschmolzen auf 1652,75 Ctr. Werkblei, 593 Ctr. unreinen Bleistein, 1975 Ctr. unreine Schlacken und Schur und 75 Ctr. Rauch. Im Jahre 1860 hat das Schliegschmelzen ganz geruht, weil, um der Anforderung des Debits zu genügen, nur reiches Schmelzgut verhüttet werden konnte.

Leithner[1]) empfiehlt ein gemeinschaftliches Schmelzen von Erz und Schlieg, wie solches auf den Niederungarischen Hütten stattfindet, indem dadurch eine Brennmaterialersparung, ein rascheres und leichteres Schmelzen und die Entbehrlichkeit des Einbindens der Schliege erreicht wird.

Nach Rivot beträgt der Bleiverlust durch Verflüchtigung und in den abgesetzten Schlacken 10,5%, der Silberverlust 6,4% und auf 1 Ton. = 1000 Kil. Schlieg kommen 41 Fr. 17 C. Schmelzkosten.

**Abgänge-schmelzen.**

3. Das Abgängeschmelzen. Dazu kommt der zugebrannte Bleistein vom Erz- und Schliegschmelzen mit 4½% Blei, unreine Schlacken, Schur und Ofenbruch mit 3½% Blei und der Rauch mit 30% Blei. 100 Ctr. Abgänge erfordern 3 Ctr. Eisen, 8 Ctr. Eisenfrischschlacken, 22 Ctr. Steinkohlen, 4 Ctr. Kalkstein und 16 Stunden Zeit. Es erfolgen 4—4½ Ctr. Werkblei zum Vertreiben und Stein mit 2% Blei, welcher neben den reinen Schlacken abgesetzt wird. Die Campagnen dauern über 4 Wochen. Durch

1) B. u. h. Ztg. 1852. S. 473.

einen grösseren Zuschlag von Bleistein ist der Frischschlackenzuschlag entbehrlich geworden.

Man bringt nach RIVOT beim Abgängeschmelzen 87 % Blei und 96,50 % Silber aus und die Schmelzkosten pro Ton. = 1000 Kil. betragen 10 Fr. 17,6 C.

Bei sämmtlichen 3 Prozessen findet im Ganzen ein Verlust an Blei von 4,48 % und von Silber an 14,30 % statt, und 1 Ton. Erz kostet 46 Fr. 74,8 C. zu verarbeiten, was sehr viel ist und seinen Grund in dem kostspieligen Zuschlag an Eisen und Eisenfrischschlacken hat. Auch ist bei der schlechten Qualität der Steinkohle der Brennmaterialverbrauch sehr bedeutend.

Im Jahre 1859 gaben 21200 Ctr. Abgänge (7034 Ctr. Schlacken und Schur, 5570 Ctr. gerösteter unreiner Bleistein, 3005 Ctr. gerösteter alter Bleistein und 124 Ctr. Hüttenrauch) mit 471 Ctr. Eisen, 848 Ctr. Kalkstein und 1161 Ton. Stückkohlen 861,50 Ctr. Werkblei. Die Production betrug im J. 1859: 1393,933 Pfd. Brandsilber, 4413,10 Ctr. Kaufblei, 11118 Ctr. Kauf- und Frischglätte und 36,37 Ctr. Walzblei. Im Jahre 1860 sind 7134,06 Ctr. verkäufliche Producte mehr producirt.

Nach RIVOT's Berechnung würden die Zugutemachungskosten der Tarnowitzer Erze nach der üblichen Schmelzmethode und bei deren Verarbeitung in englischen Flammöfen sich etwa wie 6:5 stellen. Wie bereits bemerkt, ist seit 1861 der englische Flammofenprozess zur Friedrichshütte eingeführt. (Siehe: Nachträge §. 44. E.)

D. Schmelzprozess zu Przibram in Böhmen. Der auf Gängen im Grauwackengebirge vorkommende Bleiglanz [1]) mit 8—24 Loth Silber im Centner hat neben geringen Mengen eigentlicher Silbererze (Rothgiltigerz, Sprödglaserz, Bournonit, Fahlerz, ged. Silber etc.) hauptsächlich zu Begleitern: Zinkblende mit variablem Silbergehalt (bis 12 Loth), eine Przibram. Erze.

1) Erzvorkommen: COTTA, Erzlagerst. II, 201. — GRIMM im Leob. u. Przibr. Jahrb. für 1855. S. 93; 1857. S. 231. — LILL v. LILIENBACH, Verhalten des Erzadels gegen die Teufe, im Bericht üb. die erste allgem. Versammlung von Berg- u. Hüttenmännern in Wien. Wien 1859. S. 12. — Silber- und Bleibergbau: Oest. Ztschr. 1861. Nr. 15.

geringe Menge von Spatheisenstein und Eisenkies und vorwaltend Quarz oder Grauwacke als erdige Gangarten (bis 15%), Kalkspath und Schwerspath in geringer Menge. Der Silbergehalt der Blende macht eine sehr vorsichtige und nicht zu weit getriebene Aufbereitung erforderlich. Der Blende- und Kieselsäuregehalt der Erze und der Mangel an Schwefelkies erschwert die Verhüttung sehr.

Die Erze kommen in dreierlei Posten nach der Hütte zur Anlieferung, als reine silberhaltige Bleiglanze (reiche Erze), als arme Bleierze (Bleiglanz mit Blende und Erden in Gestalt von Graupen, Mehlen und Schliegen) und silberhaltige Blenden, begleitet von Silbererzen (Dürrerze).

Jetzige Schmelzmethoden.

Nachdem behuf einer zweckmässigen Verhüttung dieser drei Erzsorten zu verschiedenen Zeiten Versuche[1]) angestellt worden, ist man seit dem Jahre 1860 zu nachstehendem Verfahren gelangt:

1) Die reichen Bleierze werden, statt der versuchten Verarbeitung im nordamerikanischen Bleiherd (S. 103), der Niederschlagsarbeit unterworfen.

2) Die armen Bleierze werden in englischen und Doppel-Flammöfen geröstet und mit metallischem Eisen und eisenhaltigen Substanzen in Hohöfen und Halbhohöfen verschmolzen (siehe §. 27 A.).

3) Die silberhaltige Blende, sowie bleiarme blendige Geschicke werden behuf Bildung schwefelsaurer Salze und Gewinnung der schwefligen Säure zur Darstellung von Schwefelsäure in Bleikammern in Doppelmuffelöfen (siehe Zink) geröstet. Nach ROCHEL's[2]) Vorschlag wird das Röstgut durch Auslaugen mit verdünnter Schwefelsäure von Zink möglichst befreit, der silber- und bleihaltige Rückstand in die Niederschlagsarbeit gegeben, die Zinkvitriollösung auf Zinkvitriol versotten, dieser auf Vitriolöl benutzt, der Rückstand davon zur Zinkgewinnung abgegeben und die eisenhaltigen Rückstände von der Zinkdestillation als basischer Zuschlag bei

1) Geschichtliches über den Przibramer Schmelzprozess seit 1798: GRIMM im Leob. u. Przibr. Jahrb. 1857. VII, 239.

2) Leob. u. Przibr. Jahrb. 1857. VII, 256. — Oest. Ztschr. 1857. S. 313.

der ordinären Bleiarbeit mit den armen Bleierzen verwandt. Die desfallsigen Versuche sind noch nicht abgeschlossen.

Der Niederschlagsarbeit[1]) werden die reichen Bleierze, d. h. solche unterworfen, welche im Ctr. (= 56 Kilogr.) 70 Pfd. Blei und mehr, sowie 0,550 und darüber Münz- oder Zollpfunde (à 500 Gramm) Silber halten. Diese Erze bestehen nach Analysen des k. k. General-Land- und Haupt-Münz-Probiramtes in Wien aus: Niederschlagsarbeit.

| | |
|---|---|
| Bleiglanz . . . . . . . . . . . . | 89 — 90 % |
| Blende . . . . . . . . . . . . | 3,0 —3,5 „ |
| Schwefelantimon . . . . . . . . | 1,5 —1,8 „ |
| Schwefelsilber . . . . . . . . . | 0,55—0,59 „ |
| Eisen, theils oxydirt, theils geschwefelt | 1,5 —2,0 „ |
| Quarz u. thon. Rckst. . . . . . . | 3,1 —3,3 „ |

mit 77 - 78 % Blei und etwa 14% Schwefel. Die im ersten Semester 1861 zur Einlösung gelangten reichen Erze enthielten 0,579 Münzpfd. Silber und 72,66 Pfd. Blei.

Die Beschickungen haben nachstehende Bestandtheile:

| | | a. | b. |
|---|---|---|---|
| Erz . . . . . . . . . . . . | Ctr. | 40 | 25 |
| Bleischlacken . . . . . . . . . | „ | 10 | 10 |
| Krätz . . . . . . . . . . . . | „ | 4 | 3 |
| Reiche Glätte . . . . . . . . . | „ | — | 2 |
| Herd . . . . . . . . . . . . | „ | 4 | — |
| Gestübbe . . . . . . . . . . . | „ | — | 2 |
| Roheisen . . . . . . . . . . . | „ | 4 | 3½ |
| Eisenfrischschlacken, Laufkarren à 2 Cbkfss. . . . . . . . . | „ | 20 | 14 |

Die Beschickung wird in Hohöfen (§. 27 A.) verschmolzen. Auf 100 Ctr. Erz gehen 78,84 Ton. à 10 Cbfss. Kohlen und Gestübbe, 13 Ctr. 0,1 Pfd. Roheisen und Bohrspäne und 40,32 Laufkarren (à 2 Cbfss. = 180 Pfd.) Eisenfrischschlacken. Der Silberabgang beträgt 2,589 Münzpfd. per 100 Münzpfd. des in den verschmolzenen Erzen enthaltenen

1) Handschriftliche Mittheilungen vom k. k. Zeugschaffer Joh. Köller zu Przibram. (Versuche mit der Niederschlagsarbeit: Leob. u. Przibr. Jahrb. 1857. VII, 242, 249, 256. — Oest. Ztschr. 1856. S. 351.)

Silbers und der Bleiverlust 18 Ctr. 54 Pfd. Blei per 100 Ctr. in den Erzen enthaltenen Bleies. Weiteres ist in §. 27 unter A. zu ersehen.

Joachimsthal.

E. Neuerer Schmelzprozess zu Joachimsthal.[1]

Erze.

Zu Joachimsthal werden hauptsächlich Silbererze[2]) verarbeitet, welche meist mit Quarz vorkommen und höchstens bis 5 % Kalk und Thonerde führen. Das Silber kommt vorzüglich metallisch und als Rothgiltigerz und Glaserz vor. Bis zu 5 % halten die meisten Erze Blei als Bleiglanz und etwas Wismuth. Eigentliche bleiische und wismuthhaltige Erze von 20 % und mehr Gehalt kommen nur in geringer Quantität vor. Kobalt und Nickel mit Arsen und Eisen verbunden enthalten fast alle Erze, Schwefelkies wenig und dann nur in Schliegen; der Kupfergehalt möchte kaum $^1/_{1000}$ Pfd. des Erzgewichtes erreichen. Ein Uran-[3]) und Vanadingehalt[4]) der Erze wird nach PATERA's Methode nutzbar gemacht.

Früherer Schmelzprozess.

Bei dem früheren Schmelzverfahren[5]) wurden die silberarmen Erze auf Lech verschmolzen, dieser geröstet, und das Röstgut gemeinschaftlich mit den Producten der Treibarbeit, mit wenigen gerösteten Bleierzen, Eisen, Eisenfrischschlacken, Flussspath und Lechschlacken den reichen Silbererzen mit durchschnittlich 2—2½ Pfd. Silber zugeschlagen. Der bei diesem ersten Verbleien abfallende Lech kam zum zweiten, dann zum dritten Verbleien etc. Kobalt und Nickel sam-

1) Handschriftliche Mittheilungen vom Hüttenmeister VOGL zu Joachimsthal.

2) Erzvorkommen: J. F. VOGL, Gangverhältn. und Mineralreichthum von Joachimsthal. Teplitz 1856. (B. u. h. Ztg. 1857. S. 184.) — STERNBERGER, Joachimsth. Bergbau: Oest. Ztschr. 1857. S. 33. — J. F. VOGL, die secund. Gebilde der Joachimsth. Gruben: Oest. Ztschr. 1856. S. 353. — COTTA, Erzlagerst. II, 34.

3) Oesterr. Ztschr. 1856. S. 95, 230, 242; 1857. S. 40, 53. — Bgwfd. Bd. 22. Nr. 37. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 391.

4) Oesterr. Ztschr. 1856. S. 230, 244. — WAGNER's Jahresber. 1859. S. 134.

5) MARKUS in: Oest. Ztschr. 1857. S. 2. — B. u. h. Ztg. 1857. S. 51. — SCHMIDT in: Oest. Ztschr. 1857. S. 154. — STERNBERGER, ibid. 1857. S. 51, 89. — MARKUS, Schlackenverwendung zu Bausteinen, Oest. Ztschr. 1857. S. 324.

melten sich grösstentheils in der bei den spätern Verbleiungen abgefallenen Speise an, welche bei einem Gehalt von 5% Nickel und Kobalt, 2% Kupfer und 10% Blei nach vorheriger Zerkleinerung und Röstung mit Erzschlacken in einem niedrigen Schachtofen auf eine concentrirte Speise durchgesetzt wurde. Das bei den Verbleiungen erfolgende Werkblei saigerte man, gab den Saigerkrätz ins Schmelzen zurück, schmolz das beim Abtreiben des Werkbleies erfolgende Blicksilber in Graphittiegeln hinreichend fein und gab die übrigen Producte ins Verbleien der Erze und Leche. Bei dem Schmelzen in 17 Fuss hohen Halbhohöfen, bei der verhältnissmässig silberreichen und zu bleiarmen Beschickung (auf 1 Loth Silber kaum 2 Pfd. Blei) und der bedeutenden Menge von Zuschlägen entstand ein grosser Brennmaterialverbrauch (auf 1 Pfd. Kohle etwa nur 2—2½ Pfd. Beschickung), sowie ein bedeutender Metallabgang durch Verschlackung und Verflüchtigung.

Eine wesentliche Verbesserung des Betriebes trat ein, als im Jahre 1854 vom Hüttenmeister VOGL[1]) in der neuerbauten Hütte eine neue Hohofenconstruction gewählt wurde, indem an die Stelle des Halbhohofens ein zweiförmiger, 25 Fuss hoher Ofen (Taf. II. Fig. 44, 45) von eigenthümlicher Construction (S. 108) trat. *a* Herd. *b* Gestübbesohle. *c* Vorwand. *d* Gicht. *e* Windstock. *f* Stechherd. *g* Vorherd. Verbesserungen.

Neuerdings ist der zweiförmige Ofen durch einen einförmigen[2]) (Taf. II. Fig. 46) mit etwas veränderten Dimensionen zweckmässig ersetzt (S. 115). *a* Sumpf. *b* Gewölbe. *c* Vorwand. *d* gusseiserne Schabate. *e* Form. *f* Vorherd.

Diese Ofenconstruction hat zu einer wesentlichen Verminderung des Bleiverlustes beigetragen. Nach VOGL stieg der Schlackengehalt in dem alten, 17 Fuss hohen Ofen auf 3—6 Pfd. im Centner, im jetzigen Ofen erreicht er selten 1 Pfd. Der Bleiabgang übersteigt selten 3%. Mit dem Jahre 1854 bis zum 2ten Semester 1861 wurden 15590 Ctr. 73 Pfd. Blei aufgebracht und 15545 Ctr. 64¼ Pfd. ausgebracht, somit bloss ein Verlust von 145 Ctr. 8¾ Pfd.

---

1) B. u. h. Ztg. 1855. Nr. 1—3, 30—32. — Oest. Ztschr. 1857. S. 51, 89.
2) Oest. Ztschr. 1862. Nr. 5.

= 0,93 % erlitten, wobei allerdings 100 Ctr. nicht angelastetes Blei in den früheren Schlacken und circa 200 Ctr. von den Erzen bis 5 Pfd. Bleigehalt nicht in Anschlag kamen. Beim Glättefrischen wurden in dem neuen Ofen aus 1 Ctr. ordinärer Glätte $90^1/_2$ Pfd. Blei ausgebracht.

Ausser der richtigen Ofenconstruction sind nach VOGL noch Erfordernisse zur Vermeidung eines grossen Bleiverbrandes:

a) Die Bildung einer durch Säuren zersetzbaren, leichtflüssigen, möglichst basischen Eisenoxydul-Kalk-Schlacke.

b) Ein Bleigehalt der Beschickung über 20 %.

c) Ein so hoher Eisenzuschlag, dass gegen Ende der Campagne sich im Sumpf Eisensauen bilden, wobei das Silberausbringen mit der geringsten Menge Blei aufs höchste gebracht wird (Oest. Ztschr. 1857. S. 90).

d) Schmelzen bei möglichst niedriger Temperatur, bei möglichst schwerem Setzen und geringer Windpressung von $2^3/_4$—4 Zoll Wasserpr. und $1^3/_4$—$2^1/_4$ Zoll Düsendurchmesser.

e) Neigung der Düse von mindestens 25° und ziemlich dunkle Nase.

f) Möglichst vollkommne Zugutemachung des Gekrätzes (Ofenbrüche, Eisensauen, Geschur).

Jetzige Prozesse.

Trotz der wesentlichen Verbesserung der Bleiarbeiten durch VOGL haben dieselben doch in neuerer Zeit theilweise ökonomischeren Prozessen auf nassem Wege weichen müssen. Seit dem Jahre 1859 unterwirft man die bleireichen Geschicke der Niederschlagsarbeit (Erze mit 71 % Blei werden im VOGL'schen Ofen mit 0,9 % Bleiverlust verschmolzen), dagegen die bleifreien Silbererze und solche mit einem geringen Bleigehalte bis etwa 15 % der von PATERA[1]) eingeführten Silberextraction mittelst unterschwefligsauren Natrons, nachdem Versuche mit der Amalgamation[2]), der AUGUSTIN'schen Extraction mittelst Kochsalzlösung[3]) unter Druck und einer Auflösung des ge-

1) Oest. Ztschr. 1860. Nr. 11, 48. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 487; 1861. S. 60, 222. — Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1851. Nr. 1. S. 156. Nr. 3. S. 52.

2) Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1851. S. 53.

3) B. u. h. Ztg. 1852. S. 151; 1853. S. 301.

rösteten Erzes in Säuren[1]) zur gleichzeitigen Gewinnung von Silber, Kobalt und Nickel durch PATERA angestellt worden. Die zur Zeit in Anwendung stehende Methode von PATERA umfasst folgende Operationen: Rösten der Erze mit Wasserdampf, dann mit Kochsalz, Extraction des Chlorsilbers mittelst unterschwefligsauren Natrons, Fällung des Silbers durch Schwefelnatriumlösung als Schwefelsilber, Trocknen und Rösten des Schwefelsilbers, Schmelzen desselben mit Eisen in Tiegeln im Windofen, Raffiniren des Silbers auf der Mergelsohle eines kleinen Treibherdes und Zurückgeben des Steines zum Rösten. Nach VOGL[2]) ist indess dieser Prozess kostspieliger, als die Amalgamation, wie aus der Rechnung vom J. 1849 hervorgeht, und noch kostspieliger, als die Kochsalzextraction. GURLT[3]) stimmt VOGL's Urtheil bei. Bei der Silbergewinnung wird von diesen Prozessen weiter die Rede sein.

F. Die Marienhütte[4]) im Kinzigthale verschmilzt in 18 Fuss hohen Sumpföfen Beschickungen von folgender Zusammensetzung: 14 Ctr. Bleiglanz à 48—55 Pfd. Blei und 2—3½ Loth Silber, 23 Ctr. gemischtes Erz (Bleiglanz, Kupferkies, Malachit) mit 7 Pfd. Blei und 1½ Loth Silber und 4 Ctr. Silbererz mit 4 Loth Silber, 15 Ctr. Eisenfrischschlacken und 18 Ctr. Kupfererzschlacken. Der Flussspathgehalt der Erze trägt zur Abscheidung des Eisens aus den Eisenfrischschlacken und somit zur Entschwefelung bei. Kinzigthaler Hütte.

G. Zur Münsterthaler Bleihütte[5]) in Baden wird Bleiglanzschlieg mit 50 Pfd. Blei und 5 Loth Silber im Ctr. in 6½ Fuss hohen Spuröfen mit verdecktem Auge in Beschickungsschichten verschmolzen, welche 30 Ctr. Schlieg, 4 Ctr. Eisenfrischschlacken, 2 Ctr. 40 Pfd. Wascheisen, 15 Ctr. Steinschlacken und 15 Ctr. Schliegschlacken ent- Münsterthaler Hütte. Beschickung.

1) B. u. h. Ztg. 1855. S. 131; 1856. S. 121.
2) Oest. Ztschr. 1860. Nr. 11, 39. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 60.
3) B. u. h. Ztg. 1861. S. 79.
4) B. u. h. Ztg. 1860. S. 421. — Erzvorkommen: COTTA, Erzlagerst. II, 173. — v. DECHEN, Statistik. I, 750.
5) B. u. h. Ztg. 1861. S. 176. — COTTA, Erzlagerst. II, 177. — v. DECHEN, Statistik. I, 750.

Producte.

halten. Man erhält davon in 12—14 Stunden mit 266 Cbkfss. Kohlen und 200 Cbkfss. Luft pro Min. 12 Ctr. Werke mit $10\frac{1}{2}$ Loth Silber und 8 Ctr. Stein. Das Werkblei kommt zum Abtreiben; das Blicksilber wird unter der Muffel feingebrannt und die Glätte geht in den Handel. 150 Ctr. Stein werden mit $\frac{9}{10}$ Klftr. Holz abgeröstet und 30 Ctr. solchen Steins, mit 1 Ctr. Wascheisen, 4 Ctr. Eisenfrischschlacken, 15 Ctr. Steinschlacken und 15 Ctr. Schliegschlacken beschickt, in 13 Stunden im Schliegofen durchgesetzt. Dabei fallen wieder Werke mit $10\frac{1}{2}$ Loth Silber und Stein, welcher geröstet und gemeinschaftlich mit Abstrich, Herd und reicher Glätte auf $4\frac{1}{2}$ löthige Werke durchgesetzt wird. Der dabei fallende letzte Stein geht im gerösteten Zustande in die Arbeit zurück. Im Bleistein der Münsterthaler Hütte fand SANDBERGER[1]) Antimonkupfernickel (Bd. I. S. 783). Man producirt jährlich 470 Pfd. Silber und 13—1400 Ctr. Glätte.

Emser Hütte.

H. Zur Emser Hütte[2]) im Nassau'schen wurden im Devon vorkommende Bleierze früher mit metallischem Eisen, Eisenfrischschlacken und Koks in 8 Fuss hohen Sumpföfen, welche vierwöchentliche Campagnen machten, verschmolzen.

Eine Beschickung von

133 Karren (à $1\frac{7}{9}$ Cbkfss. = 4 Ctr.) rohen Bleischeideerzen,
29 „ gerösteten antimonhaltigen „
114 „ rohen Schliegen,
1084 „ unreinen Bleischlacken,
151 „ Schwülen oder Steinschlacken,
126 Ctr. Wascheisen (à 114 Pfd.),
45 Karren Hammerschlacken,
51 „ Schweissofenschlacken,
49 „ Hüttenkrätz,
181 „ geröstetem Bleistein,
49 „ Quarz

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 52.

2) ERDM., J. f. ök. u. techn. Chem. XIII, 204. — BERTHIER, analyt. met. Chemie, n. KERSTEN, I, 683, 651. — Erzvorkommen: COTTA, Erzlagerst. II, 142. — v. DECHEN, Statistik. I, 453.

gab mit 3 Maass Holzkohlen à 14 Cbkfss. und 283 Maass Koks à 108 Pfd. oder Braschen 321 Ctr. 84 Pfd. Werkblei.

Eine beschickte Schicht, welche in 12 Stunden weggearbeitet wurde, bestand gewöhnlich aus 5 Karren à $1^7/_9$ Cubikfuss oder 4 Ctr. rohen Bleischeideerzen, 1 Karren rohem Schlieg, $^1/_2$ Karren antimonreichem Bützbacher Erz, 4—5 Karren geröstetem Bleistein, $2^1/_2$ Ctr. Wascheisen, 2 Karren Hammerschlacken, $^1/_2$ Ctr. Stahlstein, $^1/_2$ Ctr. Quarz und 20 Krn. Bleischlacken. Das Werkblei kam in Quantitäten von 120—130 Centner zum Abtreiben, der Bleistein im gerösteten Zustande zum Erzschmelzen (Bleisteinanalyse Bd. I. S. 752). Zur Zeit wird ordinäre Bleiarbeit ausgeführt (§. 27. E). Ausweis.

I. Zu Sala[1]) in Schweden wird silberhaltiger Bleiglanz verhüttet, welcher mit Zinkblende und wenig Schwefelkies, etwas Gyps, Quarz und Talksilicaten in körnigem Kalk eingesprengt vorkommt. Die Erze kommen als Stufferze mit etwa 30 Pfd. Blei und 6 Loth Silber im Centner und als bedeutend ärmere Schliege zur Anlieferung. Letztere werden mit ärmeren Stufferzen in 19 Fuss hohen Schachtöfen von ähnlicher Construction, wie die Suluöfen (Bd. I. Taf. 9. Fig. 220—224), mit geröstetem Schwefelkies, kieselhaltigen Zuschlägen und Bleierzschlacken auf Rohstein verschmolzen, dieser geröstet und gemeinschaftlich mit geröstetem Bleistein, kieseligen Zuschlägen, Schlacken und bleiischen Producten von der Treibarbeit zum Schmelzen der reichen Stufferze gegeben. Der Bleiofen hat, wie bemerkt, die Construction eines Suluofens, nur sind Herd und Vorherd etwas enger. Man arbeitet nur mit einer Form, welche bei einigen Graden Neigung $2^1/_2$ Fuss über der Ofensohle liegt. Man erhält 28—30löthiges Werkblei und Stein, welcher geröstet in die Bleiarbeit zurückgeht. Die einem Singulosilicate sich

Sala. Erze. Schmelzofen. Producte.

1) Neues Bergm. Journ. 1800. 3. u. 4. Stück, S. 270. — Jars, met. Reise III, 63. — Lampad., Hüttenkde. II. Th. 2. Bd. S. 255, Nr. 14. — Erdm., J. f. ök. u. techn. Chem. 1828. I, 314, 465. — Hausmann, scandin. Reise V, 153, 127. — Karst., Met. V, 144. — Wehrle, Hüttenkunde II, 234. — Russegger's Reisen IV. 641. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 94. — Erzvorkommen: Cotta, Erzlagerst. II, 528, 675, 678.

[redacted]



nähernde Bleierzschlacke kommt mit einigen Pfunden Blei zur Roharbeit.

K. Zu Ruszkberg[1]) im Banat wird in 20 Fuss hohen Sumpföfen eine Beschickung von 24 Ctr. silberhaltigem Bleiglanz, 24 Ctr. Braunbleierz, 29 Ctr. Thoneisenstein, 12 Ctr. geröstetem Bleistein, 1 Ctr. Schwefelkies und 10 Ctr. Kalk mit Vortheil verschmolzen.

## Zweites Kapitel.

## Ordinäre Bleiarbeit mit gerösteten Erzen.

(Röst-Reductions-Präcipitations-Arbeit.)

Anwendbarkeit der Methode.

§. 23. Allgemeines. Man unterwirft dieser Arbeit Erze, welche 1) entweder so reich an fremden Schwefelungen, Antimon- oder Arsenverbindungen sind, dass weder die Flammofenarbeit (S. 39), noch die Niederschlagsarbeit (S. 116) zur Anwendung kommen kann; 2) oder solche, welche bei einem grössern Erden-, namentlich Kieselerdegehalt den Flammofenprozess ausschliessen (S. 41), jedoch die Anwendung der Niederschlagsarbeit zulassen würden, wenn nicht locale Verhältnisse, besonders die Materialpreise, der Röstreductionsarbeit das Wort redeten (Commern, Ems). Namentlich bilden bleiärmere, silberreichere Erze mit verschiedenen Gangarten, welche wegen ihres Silbergehaltes nicht zu weit aufbereitet werden dürfen, ein geeignetes Material für diesen Prozess, indem derselbe dann bei der möglichen Beschränkung der Steinarbeiten ein besseres Silber- und Bleiausbringen zulässt, als eine Behandlung der rohen Erze mit Eisen. Von den Schattenseiten der Röstarbeit im Vergleich zur Niederschlagsarbeit war S. 117 die Rede.

Während auf manchen Hüttenwerken aus ökonomischen Rücksichten die Röstreductionsarbeit neuerlich der Niederschlagsarbeit theilweise gewichen ist (Przibram, Joachims-

1) Karst. Arch. 2 R. IX, 434. — Lamp., Fortschr. 1839. S. 118. — Oesterr. Ztschr. 1853, S. 357. — Erzvorkommen: Cotta, Erzlagerst. II, 283.

thal, niederungarische Hütten), so auf anderen Hütten wieder umgekehrt, z. B. auf Emser Hütte. Auf dieser bestehen die Vortheile der Röstreductionsarbeit vor der Niederschlagsarbeit hauptsächlich in der bedeutenden Abkürzung der Bleigewinnungsarbeiten, indem der grösste Theil der Steinarbeiten weggefallen ist. Wegen billigen Bezuges der Steinkohlen stellen sich die Kosten etwas zu Gunsten der Röstarbeit, dagegen sind aber die Metallverluste höher.

Die auf den verschiedenen Hüttenwerken bei der Röstreductionsarbeit vorkommenden Abweichungen (z. B. Rösten in Haufen, Stadeln, Schacht- oder Flammöfen, Staub-, Sinter-, Schlackenrösten, Schmelzen in Schachtöfen von verschiedener Höhe und Zustellung mit oder ohne Zuschlag von Eisen oder eisenhaltigen Producten u. dgl. m.) werden hauptsächlich durch die Beschaffenheit der Erze ihrer Zusammensetzung und ihrem Aggregatzustande nach, dann aber durch locale Verhältnisse — behuf Erreichung des ökonomisch günstigsten Resultates — herbeigeführt. Alle Bestrebungen laufen aber darauf hinaus, beim Rösten die Schwefelungen unter theilweiser Verflüchtigung schädlicher Stoffe (Antimon, Arsen, Zink etc.) möglichst in Oxyde zu verwandeln und diese dann bei passender Temperatur einem reducirenden und solvirenden Schmelzen zu unterwerfen. Dabei soll Bleioxyd reducirt, die fremden Oxyde verschlackt, beim Rösten unzersetzt gebliebenes oder durch Reduction schwefelsaurer Salze entstandenes Schwefelblei entweder durch metallisches oder durch aus der eisenoxydreichen Beschickung reducirtes Eisen zerlegt und endlich die erdigen Bestandtheile in die Schlacke geführt werden. Der hierbei in geringer Menge gebildete Stein nimmt den grössten Theil etwa vorhandenen Kupfers auf und es muss sich der Grad des Röstens nach dem Gehalt an letzterem mit richten. Modificationen.

Da man die Temperatur im Schachtofen nicht völlig in der Gewalt hat, auch bei dem Schwankenden in der Zusammensetzung des Röstgutes eine richtige Wahl der Zuschläge ihrer Quantität nach nicht immer ohne Schwierigkeiten ist, so kann nicht verhütet werden, dass sich auch ein Theil der fremden Metalloxyde reducirt und ihr ausgeschiedenes Radical ins Blei geht. Letzteres wird dadurch

[redacted]



nicht nur verunreinigt, sondern es können auch Verluste an sonst nutzbaren Metallen, z. B. an Kupfer, entstehen. Die Grösse der Silberverflüchtigung beim Rösten hängt hauptsächlich von der Qualität der fremden Beimengungen und dem Aggregatzustand des Erzes ab (Bd. I. S. 92). — Auch der Röstapparat hat Einfluss darauf.

Ueber das chemische Verhalten der in den Bleierzen auftretenden Schwefelungen, Arsen- und Antimonmetalle beim Rösten finden sich nähere Angaben im ersten Bande, S. 21, 35, 41.

§. 24. Rösten der Bleierze. Je nach der Beschaffenheit der Erze und localökonomischen Verhältnissen dienen zum Rösten:

Haufenröstung.

1) Freie Haufen mit oder ohne Bedachung. Dieses Verfahren (Bd. I. S. 71, 372) erfordert zwar wenig Arbeitslöhne und Brennmaterial, lässt aber keine sehr vollständige Abröstung zu, gibt ein ungleichförmiges Röstgut und bei reicheren Erzen einen nicht unbeträchtlichen Blei- und Silberverlust (I. 78). Das Verfahren ist aus diesem Grunde nur an wenigen Orten (Unterharz) in Anwendung, wo blei- und silberarme, an fremden Schwefelungen, namentlich an Schwefelkies reiche Bleierze in Stückform zur Anlieferung kommen, welche wegen eines Kupfergehaltes keiner völligen Abröstung bedürfen, von selbst leicht fortbrennen und zuweilen eine Schwefelgewinnung zulassen, welche die Kosten fürs Brennmaterial deckt (I. 375). Bei mehrmaliger Röstung geschieht das erste Rösten gewöhnlich im Freien, die folgenden Röstungen unter Bedachung (I. 372). Von der Herstellung solcher Rösthaufen und den chemischen Vorgängen beim Rösten der Erze in Bruchstücken war im ersten Bande S. 71 und 372 ausführlich die Rede.

An Schwefelkies arme Erze, welche die erforderliche Rösttemperatur nicht zu unterhalten vermögen, müssen mit abwechselnden Lagen von Brennmaterial im Haufen versehen werden (Müsen und Rothenbach). Kommen mit Stufferzen Schliege in grösserer Menge zur Anlieferung, so werden dieselben zweckmässig vor der Röstung in Kalk eingebunden (Müsen und Rothenbach).

2) Stadeln (I. 380), im Allgemeinen für dieselben Erze angewandt, wie freie Haufen, gestatten zwar im Vergleich zu diesen eine vollständigere Ausnutzung des Brennmaterials und eine bessere Regulirung der Temperatur, lassen aber immer keine vollständige, gleichmässige Abröstung zu und werden deshalb auch nur selten, namentlich nur bei schwefelkiesreichen Erzen angewandt (Fahlun, früher in Holzappel, Hütten von St. Louis und Catalans an den Rhonemündungen). Stadelröstung.

3) Schachtöfen (I. 409) kommen wohl bei schwefel- oder kupferkieshaltigen Bleierzen in Bruchstücken zur Anwendung, um fast ohne allen Brennmaterialaufwand den Schwefelgehalt der Erze als schweflige Säure behuf der Fabrikation von Schwefelsäure vollständiger auszunutzen, als dies durch Auffangung von Schwefel auf der Oberfläche freier Haufen geschehen kann (Rösten der melirten Rammelsberger Bleierze in Kilns zu Oker, I. 411). Seltner werden Bleierze ohne Nutzbarmachung des Schwefels in abwechselnden Schichten mit Brennmaterial in Schachtöfen von der Construction der Kalkbrennöfen geröstet (Bouc[1]) an der Rhone). Schachtofenröstung.

4) Flammöfen (I. 510). Dieselben arbeiten oft billiger, als die vorhergehenden Röstvorrichtungen, gestatten eine vollständigere Abröstung und in Folge dessen vermindert sich der Metallverlust durch Verflüchtigung und Verschlackung, weshalb auf den meisten Hütten Röstflammöfen in Anwendung stehen. Sie erfordern ein mehr oder weniger pulverförmiges Röstgut. Die Oefen haben entweder nur einen Herd oder zwei Herde neben-[2]) oder übereinander[3]) (Doppelöfen I. 516). Letztere, in denen das Röstgut allmälig von den weniger heissen nach den heissesten Puncten des Herdes geschafft wird, gestatten gegen die einherdigen eine Ersparung an Brennmaterial, wenn die Ofendimensionen der Beschaffenheit des Erzes angepasst sind, erfordern aber eine sorgfältigere Ueberwachung der schwierigeren Arbeit, Flammofenröstung.

1) Bulletin de la société de l'industrie minérale. St. Etienne. II, 411.
2) Kachelmann in: Oest. Ztschr. 1857. S. 171.
3) Rivot, Métallurgie du plomb et de l'argent. 1860. p. 111.

weil in derselben Zeit eine grössere Menge Erz durch den Ofen geht und verschiedene Arbeiter die beiden Herde bedienen. Die einherdigen englischen Oefen (Bd. I. Taf. X. Fig. 234) mit kurzer Flammgasse und grosser Herdfläche sind nach VOGL[1]) weniger ökonomisch, als solche mit längerem Roste (Bd. I. Taf. X. Fig. 250). Soll die beim Rösten gebildete schweflige Säure zur Darstellung von Schwefelsäure verwandt werden, so combinirt man (I. 513) gewöhnliche Flammöfen mit Muffelöfen (Przibram, Freiberg).

Chemische Vorgänge. Ueber die chemischen Vorgänge beim Rösten pulverförmiger Schwefelungen in Flammöfen, sowie über die Arbeiten dabei ist Bd. I. S. 68 und 513 das Erforderliche gesagt worden. Nach VOGL[2]) wirkt ein Kohlenzuschlag beim Rösten von Bleierzen förderlich, die Beschickung wird dadurch locker und leicht erhalten, ein frühzeitiges Zusammensintern verhindert, auch eine Zersetzung der Schwefelmetalle und Metallsalze veranlasst. Bei einer gut geleiteten Röstung sind die Schwefelungen zum grössten Theil in Oxyde verwandelt, nur ein geringer Theil davon bleibt neben einer mehr oder weniger grossen Menge von schwefelsauren Salzen unzerlegt oder auf eine niedrigere Schwefelungsstufe gebracht zurück. Im letzten Stadium der Röstung steigert man im Gegensatz zu dem gewöhnlichen Pulver- oder Todtrösten die Temperatur zuweilen in dem Maasse, dass das Röstgut zusammensintert oder vollständig zum Fluss kommt (Sinterrösten, Schlackenrösten, Rösten auf Schlacke).

Sinterrösten. Der Zweck dieser Operation[3]) ist entweder die Beseitigung der beim Schachtofenschmelzen unerwünschten Schliegform (S. 118) der Erze oder die Zerlegung der schwefelsauren Salze, namentlich des schwefelsauren Bleioxydes durch Kieselsäure, um der Steinbildung beim Schmelzen möglichst entgegenzuwirken und an eisenhaltigen Entschweflungsmitteln zu sparen. Da die Bestandtheile des Röstgutes (Bleioxyd, schwefelsaures Bleioxyd und unzersetzter Bleiglanz) durch die Sinterung in innigere Berührung gebracht werden, so wird daraus, ohne besondere Zuschläge, durch Einwirkung

1) B. u. h. Ztg. 1856. S. 51.
2) B. u. h. Ztg. 1856. S. 54.
3) KACHELMANN in: Oest. Ztschr. 1857. S. 162, 179.

des Oxydirten aufs Geschwefelte beim Verschmelzen im Schachtofen, ähnlich wie in Flammöfen, metallisches Blei und schweflige Säure gebildet. Ist Kieselsäure nicht in hinreichender Menge im Erze enthalten, so bedarf es eines Zuschlages von Quarzsand. Das neben andern kieselsauren Salzen gebildete Bleisilicat muss demnächst beim Schmelzen durch eisenhaltige Substanzen zerlegt werden. Am vollkommensten wird die Entschweflung, allerdings auf Kosten eines grösseren Brennmaterialaufwandes, beim Rösten erreicht, wenn man das Schwefelblei bei allmälig steigender Temperatur, wie beim französischen Flammofenprozess (S. 78) möglichst vollständig in schwefelsaures Bleioxyd verwandelt und dieses dann bei hoher Temperatur durch Kieselsäure zerlegt. Es bedarf dann beim Schmelzen um so weniger eines Zuschlages von metallischem Eisen und es genügt ein solcher an eisenhaltigen Substanzen. Hat sich im Röstgute viel schwefelsaurer Kalk und Baryt gebildet, so muss die Einwirkung der Kieselerde zur Zerlegung dieser Salze anhaltender bei hoher Temperatur geschehen. Eine vollständige Verschlakkung des Röstgutes empfiehlt sich, wenn man demnächst beim Schmelzen eine hinreichende Menge eisenhaltiger Substanzen zuschlagen kann und wenn bei bleiarmen Erzen möglichst an Brennmaterial und Röstlöhnen gespart werden soll und durch Anwesenheit von Weissbleierz die Verschlackung beschleunigt wird (Commern, Ems, Stolberg). Je stärker die bleihaltigen Substanzen gefrittet sind, um so weniger Blei reducirt und verflüchtigt sich in den oberen Ofentheilen beim Schmelzen. Dient dagegen das Brennmaterial hauptsächlich als Reductionsmittel, so ist ein blosses Sintern des Röstgutes zur Erreichung des Zweckes vorzuziehen. Versuche und Erfahrung müssen den richtigen Grad des Frittens an die Hand geben, bei welchem die Ausscheidung des Bleies beim Schmelzen am vollständigsten und bei dem geringsten Materialverbrauch die geringste Metallverflüchtigung stattfindet.

Letztere ist in der zweiten Periode der Röstung höher, als in der ersten, und ihre Grösse, namentlich die des Silberverlustes (I. 70, 89), hängt ausser von anderen Umständen, z. B. der Korngrösse und Mehlhöhe der Post (I. 70), hauptsächlich von der Qualität und Quantität der fremden

Beimengungen ab, welche auch auf den Röstprozess und beim demnächstigen Schmelzen nützlich oder schädlich influiren.

Das Sinterrösten erfordert mehr Gezäh und mehr Brennmaterial, als das Pulverrösten, weshalb letzteres, auch als eine geringere Bleiverflüchtigung herbeiführend, neuerdings z. B. auf der Kremnitzer Silberhütte an die Stelle des Schlackenröstens getreten ist.

Röstprobe.

Zur Controle der Röstung wird auf manchen Hütten (Freiberg) nachstehende Schwefelprobe[1]) mit dem Röstgute ausgeführt, welche hinreichend genaue Resultate liefert. Schmelzen von 1 Gramm Röstgut mit 2 Gr. wasserfreiem reinen kohlensauren Natron und 2 Gr. Salpeter in einem Eisenschälchen während 5—8 Min. unter der Muffel, Aufweichen der Masse mit heissem Wasser, Filtriren in ein kleines Becherglas, Auslaugen des Rückstandes mit möglichst wenig Wasser, Uebersättigen der Lösung mit Salzsäure, Austreiben der salpetrigen Säure durch Erhitzen im Sandbad und Versetzen der heissen, möglichst concentrirten Lösung mit titrirter Chlorbariumlösung bis zum Aufhören der Trübung aus einer in 0,2 Cubikcent. eingetheilten MOHR'schen Quetschhahnbürette (I. 153). Die Chlorbariumlösung enthält in 1 Cubikcent. 0,152 Grm. Chlorbarium aufgelöst, welche 0,05 Grm. Schwefelsäure und 0,02 Grm. Schwefel entsprechen, so dass jedes verbrauchte Cubikcent. Lösung 5 % Schwefelsäure und 2 % Schwefel entspricht.

Einfluss fremder Beimengungen.

Die fremden Beimengungen im Röstgute wirken bald störend, bald förderlich auf den Röstprozess ein.

Schwefelkies (I. 21) erfordert eine niedrige Rösttemperatur; bei seinem bedeutenden Schwefelgehalte dauert die Röstung länger und es entstehen in reichlicherer Menge schwefelsaure Salze, welche dann zur Zerlegung eines grösseren Kieselerdezuschlages und hoher Temperatur bedürfen. Danach vermehrt der Schwefelkies die Schwierigkeiten und Kosten der Röstung, aber diese Uebelstände werden reichlich aufgewogen durch die Einwirkung des beim Rösten ge-

1) PLATTNER, Röstprozesse. 1856. S. 378. — PLATTNER'S Vorles. über allgem. Hüttenkunde, herausgegeb. v. TH. RICHTER. 1861. II, 95.

bildeten freien Eisenoxydes auf das kieselsaure Bleioxyd sowohl, als nach vorheriger theilweiser Reduction auf unzersetztes Schwefelblei. Bei einem sehr bedeutenden Gehalt an Eisenoxyd entstehen beim Schmelzen leicht Eisensauen. Unzersetztes Schwefeleisen im Röstgut erhöht den Steinfall und die Geringhaltigkeit des Lechs. Auf die Silber- und Bleiverflüchtigung wirkt ein Schwefelkiesgehalt günstig ein, indem die flüchtig werdenden Schwefelungen dieser Metalle durch die aus dem Schwefelkies in reichlicher Menge entwickelte Schwefelsäure in Sulphate verwandelt werden (I. 92). Da ein Schwefelkiesgehalt die Sinterung befördert, so findet auch ein geringerer Metallverlust auf mechanischem Wege durch den Luftzug statt.

Zinkblende (I. 23) wirkt unter allen Umständen schädlich. Sie geht, indem sie sich rascher als Bleiglanz oxydirt, beim Rösten in Oxyd und schwer zu zersetzendes Sulphat über. Alle diese Substanzen sind unschmelzbar, zur Sinterung weniger geneigt und werden leichter vom Luftstrom mit fortgerissen, als sinternde, in Folge dessen ein bedeutenderer Silberverlust (I. 90, 93) beim Rösten eintritt, welcher durch Nutzbarmachung des silberreichen, hauptsächlich aus Zinkoxyd und Zinksulphat bestehenden Rauches etwas vermindert wird. Nur durch Hinzufügung thoniger Substanzen und Anwendung einer hohen anhaltenden Temperatur lässt sich eine Sinterung des Röstgutes herbeiführen.

Beim Verschmelzen solches zinkischen, porösen Röstgutes entstehen, neben bedeutender Blei- und Silberverflüchtigung, die Schmelzcampagnen abkürzende Ofenbrüche (I. 685, 781) in reichlicher Menge, sowie auch sehr strengflüssige Schlacken, welche zu ihrer Flüssigmachung eines starken Zuschlages eisenhaltiger Substanzen bedürfen. Dadurch bildet sich eine grössere Menge bleihaltiger Schlacken bei vermehrtem Brennmaterialverbrauch. Ein Gehalt der Beschickung an Schwefelzink veranlasst die Entstehung strengflüssiger, steinartiger Gebilde (Skumnas I. 811), welche, nutzbare Metalle zurückhaltend, sich wegen ihres geringen specifischen Gewichtes von den Schlacken nicht völlig trennen und nur mit bedeutenden Metallverlusten weiter verarbeiten lassen. Nur ein geringer Theil des im

Schmelzraum verflüchtigten Zinkes lässt sich in einer hinter der Vorwand angebrachten unwandelbaren Kohlensäule neben Blei ansammeln (Unterharzer Zinkstuhl). Bei nicht sehr blendigen Bleierzen kann man die Schmelzung in niedrigen Oefen unter Zuschlag leichtflüssiger Substanzen vornehmen, wobei weniger Veranlassung zur Reduction des Zinkoxydes gegeben wird: oder man verschmilzt das vorsichtig und mit Kohle gut abgeröstete, stark gefrittete Erz mit einem passenden Ueberschuss von kieseligen Substanzen (Schlacken) unter Anwendung von metallischem Eisen als Entschweflungsmittel, wo dann das Zinkoxyd durch die Kieselsäure ebenfalls vor Reduction geschützt ist. Bei sehr blendigen Erzen würde man bei Anwendung dieser Methoden die Kosten für die Zuschläge und die Metallverluste zu bedeutend steigern, weshalb man es dann wohl vorzieht, durch Einmengen von Holzkohlen oder Koks in das wenig gefrittete Erz beim Schmelzen den grössten Theil des Zinks zu verflüchtigen und dasselbe nur zum geringen Theil zu verschlacken. Aber die Metallverluste sind bei diesem Verfahren auch sehr beträchtlich. Dieselben werden sowohl beim Rösten als beim Schmelzen geringer, wenn das blendige Erz gleichzeitig Schwefelkies enthält. Dieser veranlasst beim Rösten eine günstige Sinterung und bildet leichtflüssigere Schlacken, welche eine grössere Menge durch die Sinterung vor Reduction geschütztes Zinkoxyd aufnehmen können. Blendereiche Erze werden zweckmässig erst für sich, dann mehrmals mit Kohle geröstet.

Schwefelantimon (I. 25, 41, 43) ist sehr schädlich; dasselbe veranlasst bedeutende Metallverluste (I. 93) durch Verflüchtigung beim Rösten und Schmelzen und bei letzterem geht ein grosser Theil des Antimons in das Blei und den Stein, aus welchem dasselbe nur durch kostspielige Prozesse wieder zu entfernen ist. Durch Einmengen von kohligen Substanzen beim Rösten lässt sich ein grosser Theil Antimon durch Reduction gebildeter antimonsaurer Salze entfernen (I. 38).

Arsenkies (I. 37) trägt bei der Flüchtigkeit des Arsens ebenfalls zur Vergrösserung der Metallverluste bei (I. 93), der nicht verflüchtigte Theil theilt sich zwischen Blei

und Stein, welcher viel Arseneisen enthält. Ein Zusatz von kohligen Stoffen beim Rösten wirkt zerlegend auf gebildete arsensaure Salze (I. 38). Arsen sowohl als Antimon befördert eine in den meisten Fällen unerwünschte Speisebildung (I. 33, 757). Ein Antimongehalt (I. 42) oder Arsengehalt (I. 37) der Silbererze wirkt in der angegebenen Weise.

Kupferkies (I. 25) wirkt bei der Röstung nicht besonders störend ein, und sein Kupfergehalt lässt sich bei nicht zu weit getriebener Röstung grossentheils in einem Stein ansammeln, aber ein Theil des Kupfers geht immer ins Blei und vermindert dessen Handelswerth, während gleichzeitig dieser Theil Kupfer verloren geht (Unterharz, Müsen, Rothenbach).

Fahlerz (I. 42) verhält sich ähnlich, wie Kupferkies, befördert aber ausserdem wegen seines Antimon- oder Arsengehaltes die Metallverflüchtigung und die Verunreinigung der Producte, namentlich des Bleies. Es kann eine unerwünschte Speisebildung eintreten. Zuweilen werden Fahlerze behuf ihrer Entsilberung mit Bleierzen zusammen verschmolzen (Müsen, Rothenbach).

Schwefelsilber (I. 23) röstet leicht und gibt beim demnächstigen Schmelzen den grössten Theil seines Silbergehaltes ans Blei ab; Stein und Rauch enthalten verhältnissmässig wenig Silber und die Schlacken sind arm an chemisch gebundenem Silber, wenn nicht Schwefelungen, z. B. Zinkblende, darin enthalten.

Spatheisenstein verwandelt sich beim Rösten in Eisenoxyd, welches einer Sinterung des Erzes, somit der Zerlegung des schwefelsauren Bleioxydes durch Kieselsäure entgegenwirkt. Beim Schmelzen wirkt der in nicht zu grossem Ueberschusse vorhandene Spatheisenstein ebenso günstig ein, als gerösteter Schwefelkies (S. 168); bei einem grossen Ueberschusse davon müssen zur Verhütung einer zu vollständigen Reduction des Eisenoxydes kieselerdehaltige Zuschläge gegeben und die Schmelzung in einem niedrigen Ofen bei schwach gepresstem Wind vorgenommen werden. Trotz dieser Vorsichtsmassregeln kann bei der Porosität des Röstgutes schon in den oberen Theilen des Ofens eine reichliche Reduction und Verflüchtigung von Blei, sowie eine

Reduction von Eisenoxyd vor seiner Verbindung mit Kieselsäure stattfinden.

Schwerspath ist bei der Röstung ohne Einfluss, wirkt aber beim Schmelzen auf die Flüssigkeit der Schlacke günstig ein, indem er, zu Schwefelbarium reducirt, verschlackte Metalloxyde schwefelt und als Baryterde in die Schlacke geht. Zur Steinbildung trägt er bei gut gerösteten Erzen nur wenig bei.

Kalk beschleunigt durch Absorption von Schwefelsäure die Röstung und wirkt ähnlich wie Baryt als Flussmittel für Silicate.

Zweck des Schmelzens.

§. 25. Verschmelzen der gerösteten Bleierze. Der mehr oder weniger günstige Schmelzerfolg hängt hauptsächlich von dem Ausfall der Röstung, sowie von der Wahl passender Zuschläge und Schmelzöfen ab. Das Röstgut enthält meist Metalloxyde von verschiedener Reducirbarkeit, und es ist Zweck des reducirenden und solvirenden Schmelzens, bei einer gewissen niedrigen Temperatur das Bleioxyd möglichst rasch und bei der geringsten Metallverflüchtigung zu reduciren und die andern schwerer reducirbaren Oxyde zu verschlacken. Bei höherer Temperatur würden sich letztere auch zum grossen Theil reduciren, das Blei verunreinigen, Ofenbrüche und Ofensauen bilden u. dgl. m. Durch möglichst schweres Setzen und geringe Windpressung ($2\frac{3}{4}$ bis 4 Zoll Wasser bei $1\frac{3}{4}$—$2\frac{1}{4}$ Zoll Düsendurchmesser) lässt sich die Temperatur herabstimmen. Die Pressung muss erhöht werden, sobald die Schlacken statt weissglühend rothglühend erscheinen und dickflüssig werden.

Beschickung.

Man sucht bei Entwerfung einer Beschickung [1]) Singulosilicatschlacken oder Gemenge von Singulo- und Subsilicatschlacken mit vorwaltend metallischen Basen (I. 828), meist Eisenoxydul, zu bilden (basische Eisenoxydul-Kalkschlakken), welche bei hinreichend niedriger Temperatur entstehen und bei nicht zu bedeutendem specifischen Gewichte noch eine genügende Absonderung der Schmelzproducte gestatten,

1) Markus, stöchiometrische Berechnung einer Joachimsthaler Erzbeschickung: Oest. Ztschr. 1857. Nr. 1; B. u. h. Ztg. 1857. S. 51, 95. — G. Schmidt, stöchiometr. Berechn. d. Vormassen: Oest. Ztschr. 1857. S. 154.

wenn nicht Zinkblende in grösserer Menge vorhanden (S. 169). Zu basische, eisenreiche Schlacken geben wegen ihrer leichten Erstarrbarkeit und der leichten Reduction von zu viel Eisen einen unreinen Schmelzgang und kürzere Ofencampagnen, bei ihrem bedeutenden specifischen Gewichte sondern sie sich nicht gehörig vom Stein und führen zu Metallverlusten. Zu saure oder eisenarme Schlacken, wenn sie nicht auf Kosten des Bleioxydes leichtflüssig gemacht werden sollen, veranlassen bei der zu ihrer Schmelzung erforderlichen höheren Temperatur eine bedeutende Bleiverflüchtigung und reichlichere Reduction fremder Metalloxyde, namentlich von Eisenoxyd.

Zuschläge behuf der Schlackenbildung.

Zur Bildung der obenbezeichneten Silicirungsstufen in den Schlacken bedarf es bald saurer Zuschläge, wenn die Erze — von einem Schwefelkies- oder Spatheisensteingehalt herrührend — Eisenoxyd im Ueberschusse enthalten (Unterharz, Fahlun), bald basischer Zuschläge, wenn Quarz (Commern) oder Silicate vorwalten.

Die sauren Zuschläge (Unterharz, Fahlun) gibt man meist in Gestalt von hochsilicirten Schlacken beim Schmelzen oder auch wohl von Quarz, welcher zuweilen schon beim Rösten zur Herbeiführung einer Frittung hinzugefügt wird. Als basische eisenhaltige Zuschläge verwendet man Eisenfrischschlacken, Eisenstein, gerösteten eisenoxydreichen Rohstein, dessen etwaiger Silbergehalt nebenbei mit gewonnen wird, eisenreiche Steinschlacken u. dgl. m.

Entschwefelnde und reducirende Wirkung des Eisens.

Ausser bei der Schlackenbildung überhaupt spielen diese eisenhaltigen Substanzen noch eine wesentliche Rolle bei der Ausscheidung des Bleies. Als starke Base treibt das Eisenoxydul aus Bleisilicat Bleioxyd aus, so dass dasselbe durch Kohle reducirt werden kann; dann reducirt sich immer ein mehr oder weniger grosser Theil Eisenoxyd zu metallischem Eisen, welches als Entschwefelungsmittel für das beim Rösten unzersetzt gebliebene oder aus schwefelsaurem Bleioxyd reducirte Schwefelblei dient, auch freies und silicirtes Bleioxyd reducirt. Man hat aber die Eisenreduction trotz Anwendung behufiger Mittel — namentlich durch Erhöhung der Oefen, grössere oder geringere Zerkleinerung der eisen-

haltigen Zuschläge, Einmengung von Kohle etc. — nicht völlig in der Gewalt, so dass sich leicht den Ofengang störende Eisensauen bilden. Zuweilen ist ihre Erzeugung, namentlich gegen das Ende der Campagne, gern gesehen, weil man dadurch die Gewissheit erhält, dass genug Eisen vorhanden war, was auf Blei- und Silberausbringen grossen Einfluss hat (Joachimsthal).

Weniger bei Eisenfrischschlacken, als bei reichen Eisensteinen hat man die Eisenreduction in der Gewalt. Erstere treten bei ihrer schwierigen Reducirbarkeit grossentheils unzersetzt in die Formgegend ein, werden hier in Berührung mit Brennmaterial plötzlich in grösserer Menge reducirt und das ausgeschiedene Eisen, nur theilweise zur Entschweflung verwandt, bildet reichliche Eisensauen im Herde. Die Eisensteine dagegen reduciren sich grossentheils in den oberen Ofentheilen und das reducirte Eisen wirkt schon oberhalb der Form entschwefelnd auf Schwefelblei ein, in Folge dessen weniger Eisensauen entstehen. Bei dieser kräftiger entschwefelnden Wirkung der Eisensteine brauchen sie nicht in so reichlicher Menge angewandt zu werden, als Eisenfrischschlacken, was eine Brennmaterialersparung herbeiführt. Damit bei Anwendung von Eisensteinen noch eine hinreichende Menge Eisen zur Verschlackung übrig bleibt und nicht zu viel Eisen reducirt wird, so muss sehr sorgfältig chargirt und dabei vermieden werden, dass sich das Brennmaterial zu viel mit der Beschickung mengt. Da je nach dem Ofengang und der mehr oder weniger innigen Berührung von Erz und Beschickung die Entstehung von metallischem Eisen durch Reduction von Eisenoxyd immer variirt und der Schmelzerfolg unsicher bleibt — indem bald viel bleireicher Stein, bald Eisensauen entstehen, — so zieht man es auf manchen Hütten bei billigen Eisenpreisen vor, zur möglichst vollständigsten Metallgewinnung neben den zur Schlackenbildung erforderlichen eisenoxydhaltigen Zuschlägen metallisches Eisen[1]) anzuwenden, welches nicht bloss das Schwefelblei zerlegt (S. 123), sondern auch Bleioxyd redu-

1) Markus, electrochem. Fällung d. negativen Metalle durch Eisen: B. u. h. Ztg. 1857. S. 67.

cirt. Gleichzeitig setzt sich das gebildete Schwefeleisen mit dem Bleisilicat zu metallischem Blei, schwefliger Säure und Eisensilicat um. Aehnlich wirken auf Bleisilicat Schwefelbarium und Schwefelcalcium, durch Reduction von schwefelsaurem Baryt und Kalk entstanden. Ersteren schlägt man zuweilen zur Hervorbringung dieser Reaction absichtlich zu (Vialas). Schwefelbarium, Schwefelcalcium als Entbleiungsmittel.

Es lässt sich jedoch das Eisen als Abscheidungsmittel für das Blei durch das Brennmaterial theilweise oder ganz ersetzen, wenn Eisenerze oder metallisches Eisen nicht hinreichend billig zu erhalten sind. Dabei muss aber immer so viel oxydirtes Eisen in der Beschickung sein, dass eine hinreichend leichtflüssige Schlacke entsteht. Zur Erreichung des Zweckes wird die Röstung möglichst vollständig ausgeführt und namentlich die dabei gebildeten schwefelsauren Salze in hoher Temperatur durch Kieselerde thunlichst zerlegt, in die Beschickung Kohlen oder Koks eingemengt und dieselbe in niedrigen Oefen bei flammender Gicht langsam geschmolzen (Vialas, Spanien). Dabei tritt neben Bildung bleiarmer Schlacken die Reduction des Bleioxydes ein, aber im Vergleich mit dem Schmelzen bei Eisenzusatz finden eine bedeutende Metallverflüchtigung, ein grosser Aufwand an Brennmaterial und eine geringere Production bei dem langsameren Schmelzen statt, welches zur möglichst vollständigen Einwirkung des Brennmaterials aufs Bleioxyd erforderlich ist. War die Entschwefelung beim Rösten nicht hinreichend weit getrieben, so bildet sich durch Einwirkung der Kohle auf die schwefelsauren Salze mehr oder weniger Stein. Auch bei Eisenzuschlag empfiehlt sich ein Einmengen von Kohle in die Beschickung, wenn dieselbe schwefelsauren Baryt oder Kalk enthält. Diese Salze werden dann um so leichter zu Schwefelungen reducirt, welche in der oben angegebenen Weise auf das Bleisilicat zerlegend einwirken. Kohle als Entbleiungsmittel.

Da bei einem grösseren Steinfall der Hauptvortheil der Röstarbeit vor der Niederschlagsarbeit wegfällt (S. 117), so muss man einem solchen durch möglichst vollständige Röstung entgegenzuwirken suchen. Derselbe ist aber nicht zu vermeiden, wenn z. B. wegen zu fürchtender Silberverluste oder eines grössern Kupfergehaltes in der Beschickung Steinfall.

(Unterharz, Müsen) die Röstung nicht zu weit fortge setzt werden darf, oder wenn die Röstarbeit von dem Schacht ofenschmelzen abhängt und Mangel an Röstöfen vorhandei ist. Geringe Steinmengen lösen sich wohl in der Schlack auf, und selbst grössere Quantitäten davon bleiben unaus geschieden und mit den Schlacken vereinigt, wenn letzter in grosser Menge beim Schmelzprozess, namentlich beir Verschmelzen blendiger Erze, fallen.[1]) Die Schlacken sinc dann aber bei ihrem Schwefelgehalt mehr oder weniger sil berreich (Przibram). Sondert sich wenig und silber- unc bleiarmer Stein als solcher ab, so behandelt man denselbei ohne bedeutende Kosten und Metallverluste wie Erze; be einem grösseren Steinfall, namentlich, wenn der Stein reicl an Blei, Silber oder Kupfer ist, sind umfangreichere, mi grösseren Kosten und Metallverlusten verbundene Zugute machungsarbeiten erforderlich (Unterharz, Müsen, Frei berg).

Speisebildung. Bei unvollständiger Röstung antimon- und arsenhaltige Erze tritt auch eine Speisebildung ein, welche bei Aus ziehung der in dem Producte enthaltenen nutzbaren Metall immer zu bedeutenden Metallverlusten führt.

Zuschlag bleiischer Producte. Häufig giebt man in die Schmelzbeschickung bleiisch Producte vom Abtreiben, bleiische Schlacken, Rauch etc bald in Stücken, bald in Staubform. Zur Verminderung de Metallverluste ist es in den meisten Fällen rathsamer, di staubförmigen Substanzen vorher zum Fritten zu bringen oder sie einzubinden, und die bleireichern, wenn sie nicht zur Silberextraction[2]) erforderlich sind, einem besondere Schmelzen zu unterwerfen. Beschickungen unter 20% Blei gehalt gestatten meist kein günstiges Schmelzen. Die An wesenheit von viel Zinkblende in der Beschickung erfor dert die meisten Modificationen beim Schmelzverfahren.

Schmelzöfen. Mit der Erzeugung der bei niedrigeren Temperature schmelzenden basischen, eisenreichen Schlacken hängt die Anwendung von meist Halbhohöfen oder Krummöfen

1) Leob. u. Przib. Jahrb. 1857. VII, 238, 247, 248.
2) Markus, Fällung und Lösung des Silbers durch Blei: B. u. h Ztg. 1857. S. 68.

zum Verschmelzen der gerösteten Bleierze zusammen. Dieselben geben weniger Veranlassung zur Bildung von Eisensauen und gestatten bei zinkischen Erzen eine bessere Verflüchtigung und Verschlackung des Zinkes und dadurch längere Schmelzcampagnen. Wo solche Rücksichten nicht zu nehmen sind, empfehlen sich Hohöfen zur Ersparung an Brennmaterial und Verringerung der Metallverflüchtigung. Die Oefen müssen bei der unvermeidlichen Metallverflüchtigung zweckmässig mit Flugstaubkammern oder besser mit geräumigeren Condensationsvorrichtungen versehen sein.

Wegen basischer Beschaffenheit der meist eisenreichen Beschickung und der dadurch begünstigten Bildung von Ansätzen und Eisensauen im Schmelzraume wählt man meist die Sumpfofenzustellung (I. 440), höchst selten Spuröfen (I. 437), wie auf den Hütten im Departement der Rhonemündungen, dagegen häufiger wieder Tiegelöfen (I. 435), z. B. in Commern, Stolberg, Przibram etc. Um die Ansätze, deren Bildung durch die kräftigere Reduction in letzteren befördert wird und kürzere Ofencampagnen herbeiführt, aus den Tiegelöfen ausräumen zu können, gibt man entweder dem Auge bedeutendere Dimensionen oder lässt den unteren Theil der Vorwand aus einer an der Innenseite mit Thon überkleideten, an Angeln drehbaren Thür bestehen.

Solche Tiegelöfen gestatten bei eisenreichen, specifisch schweren und leichterstarrenden Schlacken eine bessere Separation derselben von Stein und Blei, als bei anderer Zustellungsweise, weil die Trennung der Massen ruhig im Innern des Ofens bei erhöhter Temperatur stattfindet. Lässt man dann die Schlacken aus dem Auge in konische Formen fliessen, so kann auf deren Boden noch eine Ausscheidung von mechanisch mitfortgenommenen Werke- und Steintheilen geschehen (Commern, Stolberg). Man erhält dann meist nur absetzbare Schlacken, die keines nochmaligen Umschmelzens bedürfen.

Zuweilen gibt man den Formen der Oefen ein veränderliches Niveau (Hütten im Depart. der Rhonemündungen) und bringt im Ofenschacht eine verlorne Thür an, um den

[redacted]



Halbhohofen jederzeit in einen Krummofen verwandeln zu können.

Zugschachtöfen, sogen. atmosphärische Oefen, sind in Spanien (siehe später) in Anwendung, auf der Hütte zu Boue[1]) in Frankreich aber wieder abgeworfen, weil die Verbrennung zu energisch war.

Auf niederungarischen Hütten[2]) werden mit grossem Vortheil statt der gewöhnlichen Schlackentriften aus Gestübbe gusseiserne Schlackenrinnen angewandt.

Ueber die zweckmässigste Gestalt der Schmelzöfen ist S. 108 Näheres bemerkt worden.

Brennmaterialien. Als Brennmaterialien wendet man Holzkohlen, Koks oder ein Gemenge von beiden an, welches letztere gewöhnlich ein besseres Metallausbringen gibt, als jeder dieser Brennstoffe für sich. Während Koks vor der Form in einem kleinen Raum eine bedeutende Hitze erzeugen, verbreiten die Holzkohlen eine weniger intensive Hitze in einem grösseren Raume, namentlich nach oben, und bewirken dadurch eine bessere Vorbereitung des Schmelzgutes.

Schmelzgang. Bei einem normalen Schmelzgange tritt im oberen Ofentheile eine um so geringere Reduction von Bleioxyd und Verflüchtigung von Blei und Silber ein, je weniger porös oder pulverig die Schmelzmassen sind, dagegen wird hier schon bei nicht zu niedrigen Oefen und zu grobem Korn der eisenhaltigen Zuschläge eine Reduction des reichlich vorhandenen Eisenoxydes eingeleitet. Beim Niedersinken im Ofen werden die Schmelzmassen immer weicher und gelangen allmälig zum Fluss. Ein Theil Bleioxyd wird durch Kohle und Eisen reducirt, Sulphate werden durch die geschmolzenen Silicate zerlegt, aus letzteren das oxydirte Blei durch oxydirtes Eisen ausgeschieden, so dass das Bleioxyd durch Kohle reducirt werden kann; unzersetztes, sowie aus Sulphaten entstandenes Schwefelblei wird durch das metallische Eisen zerlegt und das dabei gebildete Schwefeleisen wirkt theils auf Bleisilicat zerlegend ein oder bildet, in grösserer Menge vorhanden, mit andern Schwefelungen einen Stein, während

1) Bulletin de la société de l'industrie minérale. II, 415.
2) v. Amon in: Oest. Ztschr. 1857. S. 169.

gleichzeitig eine flüssige, bleiarme Schlacke entsteht. Die Kohle übt die S. 175 angegebene Wirkung aus. Bei zinkischen etc. Erzen treten früher erwähnte Reactionen ein (S. 120). Das Schmelzen geschieht bei 8—12 Zoll langer Nase meist mit dunkler Gicht, selten flammt dieselbe, wie beim Verschmelzen zinkischer Erze (Unterharz).

Als Kennzeichen für den Ofengang dient neben dem Verhalten der Gicht und der Nase hauptsächlich die Beschaffenheit der Schmelzproducte, und auf diese hat der Grad der Röstung und die Quantität der Zuschläge einen wesentlichen Einfluss. Die Bildung zu reicher Steine und Schlacken erfordert eine weiter fortgesetzte Röstung der Erze oder einen grössern Zuschlag von Eisen, welcher letztere auch sich nöthig erweist, wenn das Werkblei durch einen grösseren Gehalt an Unterschwefelblei mussig wird. Eine zunehmende Bildung von Eisensauen und eine zu rasch erstarrende, dünn fliessende Schlacke deutet auf einen Ueberfluss an Eisenoxyd. Eine geringe Bildung von Eisensauen im Herd hat, wie schon angeführt, meist einen günstigen Einfluss auf das Silber- und Bleiausbringen (Joachimsthal). Zu strengflüssige Schlacken müssen durch erhöhten Zuschlag eisenhaltiger Substanzen leichtflüssiger gemacht und auch öfters auf ihren Bleigehalt probirt werden, da man nach ihrem Ansehen nicht immer auf denselben schliessen kann. Die Schwierigkeiten zur Erhaltung eines regelmässigen Schmelzganges steigen, wenn die zu verschmelzenden Erze in ihren Bestandtheilen häufige Abweichungen zeigen.

Heisse Gebläseluft[1]) hat sich beim Schmelzen meist nicht bewährt; dieselbe gestattet beim Erzschmelzen in kleinen Schachtöfen im südlichen Spanien[2]) eine Brennstoffersparung.

Die bei der Röstreductionsarbeit erfolgenden Producte können nachstehende sein: Schmelzproducte.

1) Werkblei, gewöhnlich unreiner und spröder, als von der Niederschlagsarbeit, mit einem Gehalte an Sb, As,

1) Erdm., J. f. ök. u. techn. Chem. XVI, 220. Merbach, Anwendung der erhitzten Gebläseluft 1840. S. 157, 164. Ann. d. min. 3 sér. XVII. 1 livr. de 1840. p. 8.

2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 54.

... ...säuren angegebenen
fältig geleiteter Röstung erzeugt
oder derselbe geht in die Schla

3) Speise, gewöhnlich von

Ni, Co)$^3$ As + y (Ḟe, Ċu, Ṗb)$^n$
len auf Pb, Ag, Cu, Ni oder Co

4) Schlacken von basische
werden abgesetzt, die unreinen g
zurück.

5) Rauch vom Rösten und
direct in die Schmelzbeschickung
mässig mit 15—20 % Quarzsand
gebracht, wobei durch Einmengen
regulinisch ausgeschieden werden
blendegehalt der Erze enthält der
schwefelsaures Zinkoxyd und ist s

6) Ofengekrätz, dessen m
gutemachung die Metallverluste
dazu:

a) Ofenbrüche, meist oberha
wänden sich absetzend und im W
theile des Erzes enthaltend. Diese
Ausbrechen aus dem Ofen meist im ge
zur Beschick...

c) Ofengeschur, mit metallischen Theilen imprägnirte Gestübbemasse aus Vorherd, innerem Sumpf und Stechherd. Die Masse muss auf Reibgittern verwaschen, gröbere Stücke ausgeklaubt, Graupen durch Setzarbeit, Mehle und Schlämme auf Stoss- und Kehrherden verwaschen werden. Der erfolgende Krätzschlieg etc. geht ins Schmelzen zurück. In ähnlicher Weise werden die nach vollendeter Campagne ausgehauenen, metallische Theile enthaltenden Mauersteine aufbereitet, nachdem sie vorher gepocht worden.

§. 26. Beispiele für die Zugutemachung bleiarmer, kiesiger und blendiger Bleierze.

A. Bleiarbeit auf den Communion-Unterharzer Hütten.[1] Unterharz Hütten.

Auf den drei in der Nähe von Goslar gelegenen Unterharzer Hütten werden die Bleierze[2]) des Rammelsberges verschmolzen, in welchen neben Bleiglanz viel Schwefelkies, etwas Kupferkies, Zinkblende, Arsenkies, Antimonverbindungen, Schwerspath, Kalkspath, Quarz, Thonschiefer etc. vorkommen, wodurch der Bleigehalt in den gerösteten Erzen auf 4—10% herabgedrückt wird. Nach ihrer Grösse theilt man die Erze in Stufferz, Bergkern, Waschkern, Gräupel und Schlieg. Zur Juliushütte werden nur Bleierze, zur Oker- und Sophienhütte kupferige (melirte) Bleierze, und auf letzterer auch die bleiarmen, mehr erdigen Grauerze verschmolzen. Erze.

Das Rösten der Erze geschieht in Haufen, und zwar Rösten d. Erze.

1) Bergm. Journ 1793. Stck. 10. S. 28. Lampad., Httkde. II. Thl. 2. Bd. S. 110. Jars, metallurg. Reise. III, 407. Russegg., Reis. IV, 675. Kerl, in B. u. h. Ztg. 1853. S. 6. Ahrend in: B. u. h. Ztg. 1854. S. 1. Ulrich in: B. u. h. Ztg. 1854. S. 97; 1859. S. 37. Kerl, der Communion-Unterharz. Freiberg 1853. Kerl, die Rammelsberger Hüttenprozesse, Clausthal 1861. — Production: B. u. h. Ztg. 1862. S. 105.

2) Erzvorkommen: B. u. h. Ztg. 1853. S. 6. — Cotta, Erzlagerst. II, 103. — v. Dechen, Statist. d. zollv. u. nördl. Deutschl. I, 754. — Ulrich, die Mineralvorkommnisse in der Umgegend von Goslar: Zeitschr. f. gesammte Naturwiss. Halle, 1860. Bd. 16; B. u. h. Ztg. 1861. S. 391. — Neues Erzlager: B. u. h. Ztg. 1860. S. 14, 439.

[redacted]



das erste Mal im Freien mit Schwefelgewinnung, die beiden anderen Male in bedachten Schuppen. Die erste Röstung wird auf die Bd. I. S. 375. angegebene Weise ausgeführt. Der dabei gewonnene Schwefel deckt etwa die Röstkosten. Die blendereichen Bleierze (Braunerze), welche man zur Julinshütte verschmilzt, werden nach der ersten Röstung mit Wasser ausgelaugt und die Lösung auf Zinkvitriol versotten. Neuerdings ist auch eine Zinkvitriolsiederei zur Sophienhütte[1]) für das Erzklein von der dritten Röstung und für Röstesohlen eingerichtet.

Alle neueren Versuche zur Abänderung des Haufenröstens — behuf Ersparung von Rösteholz — fielen hinsichtlich der Qualität des Röstgutes und des Schwefelausbringens ungünstig aus, namentlich Versuche mit WELLNER'schen Röststadeln (I. 384), dagegen hat sich das Rösten der melirten Erze in Schachtöfen (Kilns), welche für Kupfererze schon länger mit Vortheil zur Gewinnung von schwefliger Säure behuf Schwefelsäurefabrikation zu Oker in Anwendung stehen, wohl bewährt und ist eingeführt.

Nach beendigter erster Röstung, wenn das Feuer im Haufen erloschen ist, wird dieser gewandt, indem man ihn mit Spitzhämmern nach und nach weghaut, zusammengesinterte Stücke zerschlägt und das Ganze auf eine Holzunterlage unter bedeckten Schuppen zu Haufen aufstürzt, welche nach dem Anzünden des Holzes 5—6 Wochen brennen, worauf noch ein drittes Feuer nachfolgt. Die dreimal gerösteten Erze haben eine gelblichbraune erdige Farbe, sind zusammengebacken, aber dabei mürbe, und enthalten 4—10 Pfd. Blei, $^1/_4$ Loth Silber im Ctr. (= 46,8 Kil. = 100 Pfd. à 32 Lth.) und in 37000 Ctrn. etwa 1 Pfd. Gold[2]) und mehr. Da die gerösteten Erze sehr reich an fremden Oxyden, namentlich an Eisenoxyd sind, so bedürfen sie bedeutender Zuschläge von kieselerdehaltigen Substanzen, welche in Gestalt von Oberharzer Schliegschlacken (S. 144) gegeben werden. Dieses sind Bisilicate, welche beim Schmelzen so viel Basen aufnehmen, dass sie in Singulosilicate übergehen.

Verschmelzen des Röstgutes.

Beschickung.

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 205.
2) Ibid. 1860. S. 44.

Zu einer Schicht kommen

12 Scherben = 35 Ctr. Erz (1 Schrbn. = 4 Cbfss. 526,5 Cbz. = 0,1072 Cubikmet.).

3 „ = 10 „ Oberharzer Schliegschlacken

$^1/_4$—$^1/_2$ Ctr. Glätte und Herd,

sowie auch wohl noch einige Ctr. gerösteter Bleistein, verwaschener Krätz, Ofenbrüche, geröstete Lehmsohlen, blei- und kupferhaltige Gar- und Verblasenschlacken und Erzschlacken nach Bedürfniss. Der Bleigehalt einer solchen beschickten Schicht beträgt 4 Ctr. Das Verschmelzen derselben geschieht in Sumpföfen, zum Theil mit Zinkstuhlvorrichtung (I. 443) von 12 Fuss Höhe, 1 Fuss Weite und 2 Fuss 10 Zoll Tiefe bei heller Gicht (zur Verflüchtigung des Zinks) und kurzer Nase. Von 1 Schicht erfolgen bei einem Aufwand von 10 Maass Kohlen (à 10 Cbfss. = 74 Pfd.) und 18 Balgen Koks (à 3 Cbfss. = 33 Pfd.) auf den verschiedenen Hütten: Schmelzö

1) 2 Ctr. 47$^1/_2$ Pfd. bis 3 Ctr. 57$^1/_2$ Pfd. Werkblei mit 3$^3/_4$—4$^3/_4$ Loth Silbergehalt im Ctr. Dasselbe wird der Treibarbeit übergeben. Das dabei erfolgende güldische Blicksilber wird nach dem Feinbrennen unter der Muffel mittelst Schwefelsäure entgoldet, die Glätte verfrischt, der Abstrich auf Hartblei verfrischt und der Abzug auf Werkblei und kupferhaltigen Stein verschmolzen. Schmel product

2) 1$^3/_4$—6 Ctr. Bleistein (Analyse Bd. I. p. 752) mit 4—20% kupferigem Blei und $^1/_4$—$^1/_2$ Loth Silber im Ctr. Derselbe wird entweder nach gehöriger Röstung den Bleierzschichten so oft vorgeschlagen, bis er hinreichend kupferhaltig ist, um auf Kupfer verarbeitet zu werden (Juliushütte), oder er wird nach dreimaliger Röstung nochmals mit Oberharzer Schliegschlacken auf Werkblei und Kupferstein verschmolzen (Oker- und Sophienhütte).

3) 0,5—5 Pfd. Zink, wird durch mehrmaliges Umschmelzen vom Blei geläutert.

4) Zinkische Ofenbrüche (Analyse Bd. I. S. 783) werden zur Darstellung von metallischem Zink und von Chlorzink abgegeben (S. 180).

[redacted]



5) 8—10 Scherben Schlacken (Analyse Bd. I. S. 848) werden abgesetzt.

6) Bleispeise (Analysen Bd. I. S. 760, 761) bildet sich weniger beim Erz-, als beim Steinschmelzen, und wird noch weiter auf Silber, Kupfer und concentrirte Kobalt- und Nickelspeise verarbeitet.

Die Oefen machen bei einer Speisung mit 136 Cbkfss. Luft pro Minute 8—10tägige Campagnen, während dessen 16 Schichten durchgesetzt werden. Bei Anwendung erhitzter Gebläseluft fand ein geringeres Bleiausbringen und ein unreineres Schmelzen, als gewöhnlich, bei geringer Brennmaterialersparung statt.[1])

Im Jahre 1861 wurden auf den Unterharzer Hütten 6073 Zollctr. (à 50 Kilogr.) Frischblei, 3052 Zollctr. Kaufglätte und 108 Zollctr. Zink producirt (B. u. h. Ztg. 1862. S. 106).

Fahlun. B. Zu Fahlun[2]) in Schweden wird ein mit Zinkblende, Schwefel- und Kupferkies gemengter silberhaltiger Bleiglanz[3]) mit 6—10 Pfd. Blei, 2—3 Pfd. Kupfer, $1/4$ Lth. Silber und 60—70 Pfd. Schwefelkies im Ctr. in Stadeln von 14—18 Fuss Länge, 10—12 Fuss Breite und 4—6 Fuss Höhe, unter Einmengung kleiner Kohlen zur Zerlegung gebildeter schwefelsaurer Salze, geröstet. Die Holzunterlage ist 8—12 Zoll stark. Eine Stadel voll Erz mit 450 Schiffspfd. Inhalt (1 Schiffspfd. = 340 Zollpfd.) erfordert etwa $3/4$ Klafter Holz (324 Cbfss.) und brennt 3—4 Wochen.

Die gerösteten Erze werden in einem 18 Fuss hohen Sumpfofen mit bleiischem Treibeherd und Glättefrischschlakken, Quarz und Erzschlacken in der erforderlichen Menge verschmolzen auf:

Producte. 1) Werkblei mit 9—12 Lth. Silber im Ctr.; das schliesslich daraus hergestellte Brandsilber enthält 4—6 Grän Gold pro Mark, welches durch Schwefelsäure geschieden wird.

1) B. u. h. Ztg. 1845. S. 1079. Bgwfd. IX. 351.
2) Erdm., J. f. ök. u. techn. Chem. VI, 179. Bgwfd. XI, 604. Russegg., Reis. IV, 641. B. u. h. Ztg. 1859. S. 93.
3) Erzvorkommen: Cotta, Erzlagerst. II, 525. — Durocher, B. u. h. Ztg. 1855. S. 37. Stapff in: B. u. h. Ztg. 1861. S. 195.

2) **Rohstein** mit 6—8 Pfd. Kupfer und 2—2½ Lth. Silber im Ctr. Derselbe wird in Stadeln 4—5 mal in Quantitäten von 200 Ctr. geröstet, dann mit kiesfreiem reingeschiedenen Bleiglanz (Stufferz) mit 60—70 Pfd. Blei und 5—7 Lth. Silber im Ctr., ferner mit Quarz, Darrherd und unreiner Schlacke auf treibwürdiges Werkblei mit 12—14 Lth. Silber im Ctr. und Kupferstein mit 12—16 % Kupfer und 3½ Lth. Silber im Ctr. verschmolzen. Letzterer wird noch auf Silber und Kupfer verarbeitet.

Die Fahluner Hüttenprozesse werden in der Folge eine wesentliche Umgestaltung erleiden[1]), die bei den Kupferhüttenprozessen schon eingetreten ist.

### §. 27. Beispiele für die Zugutemachung bleireicherer Erze mit fremden Schwefelungen und mit Erden.

A. **Schmelzprozess zu Przibram.**[2]) Der ordinären Bleiarbeit werden die armen blendigen Bleierze (S. 154) mit etwa 38—42 % Blei unterworfen; weder die bleireichen Glanze (S. 154), noch die bleiärmsten Posten taugen zu einer abgesonderten Verröstung und Verschmelzung. Przibram.

Der Przibramer Schmelzprozess hat neuerdings eine wesentliche Umänderung erfahren. Für die reichen Erze ist die Niederschlagsarbeit (S. 153) eingeführt; die Verröstung der sämmtlich in Mehlform übergeführten armen Bleierze geschieht — statt früher in Stadeln — in englischen Flammöfen und in Doppel-Röstflammöfen und das Verschmelzen des Röstgutes meist in Hohöfen, zum Theil aber auch noch in den älteren Halbhohöfen. Sämmtliche Oefen erhalten den Wind vom Cylindergebläse und wird derselbe in einem 104 Klftr. (à 6 Fuss) langen, 24 Zoll breiten und 30 Zoll hohen gemauerten und aus gut gebrannten Ziegeln hergestellten Neuere Verbesserungen.

1) F. M. Stapff, Utkast till Förslag for Kopparmalmernas tillgodogörande vid Stora Kopparberget. Stockholm, 1861.

2) Ann. d. min. 1842. I. 27. — Wehrle, Hüttenkde. II, 253. — Russegg., Reisen. IV, 743. Oesterr. Ztschr. 1853. S. 215; 1854. S. 283, 321; 1856. S. 322; 1857. S. 265. — B. u. h. Ztg. 1843. S. 801; 1856. S. 438. — Handschriftliche Mittheilungen des k. k. Zeugschaffers J. Köller in Przibram.

ger bei verminderten Metallabgängen durch Verflüchtigun und in den Schlacken. Die angewandten Steinkohlen, billi ger zu beschaffen, als Rösteholz, enthalten 9 % Wasser, 27 % Asche und reduciren 15,2 Thle. Blei.

Der Flugstaub gelangt aus jedem Ofen in 4 communici rende, eigenthümlich construirte Kammern (Oesterr. Ztschı 1857. Beilage zu No. 35. Fig. 1 u. 2) von etwa 6 Fuss Breite $7\frac{1}{2}$ Fuss Länge und $7\frac{1}{4}$ Fuss Höhe jede, von dort durcl 2 vertikale, 1 Fuss Quadr. weite vertikale Canäle in einei gemeinschaftlichen 138 Fuss langen, 5 F. breiten und $5\frac{1}{2}$ F. hohen unterirdischen Canal in eine 62 F. hohe Esse Die Flugstaubmenge beträgt 0,45—0,48 % vom Erz.

2) Doppelröstflammöfen (Taf. III. Fig. 56—60) *a* unterer Röstherd. *b* muffelartiger Herd zum Trocknei und theilweisen Vorrösten. *c* Lutte zum Einlassen des Er zes auf den oberen Herd, dessen Sohle, Seitenwände un Gewölbbogen, sowie auch beim unteren Herd, aus feuerfestei Ziegeln hergestellt sind. *d* Feuermauern, aus welchen di Flamme über den unteren Herd *a* geht, gleichzeitig di Herdsohle des oberen Herdes *b* und auch, im Canal *e* auf steigend, die Muffeldecke des oberen Herdes erwärmt. Raum über dem oberen Herde, als Flugstaubkammer für dei unteren dienend. Bei *g* ziehen die Gase in die Canäle *h* un *h'*, welche bei *i* in den Rauchcanal *k* und von da in di Esse des in demselben Gebäude befindlichen englischen Zug flammofens geführt werden. *l* Canal zur Ableitung de Feuchtigkeit und der schwefligen Säure. *m* und *m'* Arbeits thüren am oberen Herd. *n* und *n'* Oeffnungen zum Auszie hen des Röstgutes. *o* Canäle zur Zuführung von Luft i den Feuerraum *d* und den unteren Herd *a*. *p* 7 Putzthüre an der langen und 2 an der kurzen Seite des Ofens zur Ausräumen von Asche und Flugstaub aus *f*. *q* Hülfsthü am oberen Herde, selten benutzt. *r* und *r'* Oeffnungen zur Herablassen des Erzes vom oberen auf den unteren Herc *s* und *s'* Arbeitsthüren des unteren Herdes. Um die Flamm im unteren Herde mehr gegen die Arbeitsseite zu bringei ist der Fuchs aus dem Röstherdmittel mehr gegen die Ar beitsseite gelegt und schief hinauf gegen die Muffel gezogei

Man röstet in diesen Oefen Posten von 13—15 Ctr. b

einer Erzlage von circa 2 Zoll Höhe 4 Stunden im oberen und 4 Stunden im unteren Herde ab.

Das Verschmelzen der gerösteten Erze geschah früher nur in einförmigen Halbhohöfen von den S. 110 angegebenen Dimensionen, als Tiegelöfen mit offenem Auge zugemacht. Um die Ansätze ausräumen zu können, hat man dem 3 Zoll (1 Oesterr. Fuss. = 12 Zoll à 12 Lin. = 0,3161 Met.) über der Vorherdkante gelegenen Auge 4—6 Zoll Weite gegeben und lässt die Brust aus einer innen mit Thon überstrichenen, an Angeln beweglichen Thür bestehen. Der Sumpf im Ofen ist 18—20 Zoll lang und 10—12 Zoll breit und sein tiefster Punct liegt 12—15 Zoll unter der Form. Diese befindet sich in 12 Zoll Höhe über der Vorherdkante, hat 2 Grad Neigung und einen 2 Zoll weiten Rüssel. Der Stichtiegel ist 1 Fuss 10 Zoll weit und 10 Zoll tief. Schmelzen.

Statt dieser Halbhohöfen sind in neuerer Zeit meist zweiförmige Hohöfen von der allgemeinen Gestalt der Vogl'schen (S. 108), ebenfalls als Tiegelöfen zugemacht, in Anwendung gekommen (Taf. III. Fig. 63—66). Die Formen haben 9—11° Neigung und der aus bestem Koksgestübbe hergestellte Sumpf liegt an seinem tiefsten Puncte 17 Zoll unter den Formen. Windpressung bei 18 Lin. Düsendurchmesser $2\frac{1}{2}$—5 Lin. Quecksilber; je geringer die Pressung, desto besser die Arbeit.

*a* innerer Herd zur Aufnahme des Sumpfes. *b* Vorherd. *c* Stechherd. *d* Schlackentrifft. *e* Vorwand. *f* Formgewölbe. *g* Aufgebeöffnung. *h* Flugstaubkammern.

Die Hohöfen gestatten eine grössere Production, ein besseres Ausbringen, geringere Metallverluste durch Verflüchtigung und Verschlackung und einen geringeren Brennmaterialverbrauch, als Halbhohöfen.

Die Beschickung für beiderlei Oefen wird in folgender Weise zusammengesetzt:

| | | Hohofen. a | Hohofen. b | Halbhohofen. a | Halbhohofen. b |
|---|---|---|---|---|---|
| Erz | Ctr. | 50 | 75 | 25 | 50 |
| Krätz | „ | 4 | 4 | 3 | 4 |
| Reiche Glätte | „ | 2 | 6 | 2 | — |
| Abstrich | „ | 2 | — | — | — |

[redacted]



| | | Hohofen. a | Hohofen. b | Halbhohofen. a | Halbhohofen. b |
|---|---|---|---|---|---|
| Herd | Ctr. | 4 | 6 | 2 | 4 |
| Roheisen | „ | 4 | 6 | 1,75 | 3,50 |
| Eisenfrischschlacken, Laufkarren | „ | 24 | 36 | 10 | 10. |

Nach dem Zumachen des Ofens wird die Brust mit der Thür geschlossen, alle Fugen verschmiert, dann der Vorherd in der Nähe des mit einer Kohle geschlossenen Auges und der Ofensumpf während 6—12 Stunden durch ein Kohlenfeuer ausgewärmt. Dann füllt man den Ofen halb mit Kohlen, lässt das Gebläse schwach an und gibt in Abwechselung mit Kohlen Bleischlackensätze und dann Erzsätze, mit denen der Ofen bis an die Gicht angefüllt wird, auf. Sobald eine Nasenbildung eingetreten und der Ofentiegel mit Schlacke sich gefüllt hat, schliesst man das Auge mit Gestübbe, um das Austreten von Bleidämpfen zu verhindern und die Hitze im Herde zu concentriren, und öffnet dann das Auge wieder, wenn die Schlacke höher steigt. Nach 4—5 Tagen ist der Ofen in normalen Gang gekommen, wo dann die Nase bei 8—10 Zoll Länge mittelhell ist und die Gicht dunkel geht.

Zur Regulirung des Schmelzens dienen hauptsächlich die Eisenfrischschlacken, welche in erhöhtem Maasse zugeschlagen werden, wenn in Folge einer schlechten Röstung und zu grossen Blendegehaltes die Schlacke dickflüssig und mussig wird. Den Eisenzuschlag vermehrt man bei Entstehung eines mussigen, Unterschwefelblei enthaltenden Werkbleies.

Producte. Als Producte beim Schmelzen erhält man:

1) Werkblei mit 20—24 Lth. Silber, zum Abtreiben. Das dabei erfolgende Blicksilber wird im Flammofen feingebrannt; Abstrich, reiche Glätte und Herd gehen in die Schmelzarbeiten zurück; gelbe und rothe Glätte sind Handelswaare; die schwarze Glätte wird auf Hartblei verschmolzen.

2) Trifftschlacke von frischem Character, dünnflüssig, stark rauchend, rasch erstarrend und in kleine Bruchstücke zerfallend, mit Neigung zum Krystallisiren; sie hält 3—4 Pfd. Blei und $^3/_{16}$—$^1/_4$ Lth. Silber und geht theils über die Halde, theils ins Schmelzen zurück.

3) Tiegelschlacke, ein Gemenge von Stein und

Schlacke, welche beim Abstechen des Werkbleies mit in den Stechherd läuft. Der reine Stein wird aus derselben möglichst vollständig ausgehalten, gepocht und mit dem Erz geröstet, die rückständige Schlacke ins Erzschmelzen gegeben.

4) Flugstaub, Ofenbrüche und Schur, Krätz genannt, werden in Schichten von 25 Ctr. Krätz, 25 Ctr. Tiegelschlacke, 4 Ctr. gewaschenem Gestübbe, 6 Ctr. bleiischen Vorschlägen, 1 Ctr. Roheisen und 12 Ctr. Eisenfrischschlakken, zusammen 73 Ctr., in 24 Stunden mit 260 Cbfss. Holzkohlen auf 11—12 Ctr. Werkblei mit 13—14 Lth. Silber und 5 Ctr. Stein verschmolzen. Die Schlacke mit 2—4 Pfd. Blei und 1/16 Lth. Silber geht als Trifftschlacke über die Halde, die Tiegelschlacke ins Krätzschmelzen zurück.

Die armen Krätzschichten werden am Schlusse der Campagnen durchgesetzt. In den Hohöfen dauern letztere 50—63 Tage.

Das Ausbringen etc. in den Halbhohöfen und Hohöfen stellt sich, wie folgt: Ausbringen.

| | Halbhohofen. | Hohofen. |
|---|---|---|
| Erz-Aufbringen in 24 St. | 35 Ctr. 3 Pfd. | 49 Ctr. 35 Pfd. |
| Ausbringen an Werkblei in 24 St. . . | 10 „ 18 „ | 17 „ 86 „ |
| Kohlenverbrauch auf 100 Ctr. Erz . . | 75 Ton. | 55 Ton. à 10 Cbfss. |

Die Schmelzkosten sind in den Hohöfen pro Ctr. Erz um 1 Guld. 25 Kr. (1 Guld. = 60 Kr. = 20 Groschen = 2,47 Fr.) geringer, als in Halbhohöfen.

Im Jahre 1860 wurden überhaupt aus 111181 Ctr. 5 Pfd Erzen (die Niederschlagsarbeit mit inbegriffen) mit durchschnittlich 0,272 Münzpfd. Silber und 35,67 Pfd. Blei erzeugt: 25614.616 Münzpfd. Silber, 9518 Ctr. ord. Glätte, 5808 Ctr. rothe Glätte, 5532 Ctr. 15 Pfd. Frischblei und 551 Ctr. 47 Pfd. Hartblei bei einem Aufwand von 97468 Ton. à 10 Cbfss. (1 öst. Cbfss. = 0,031588 Cbmeter.) Holzkohlen und Gestübbe, 442 7/8 Cubikklafter Holz à 216 Wien. Cbfss. und 47434 Ctr. Steinkohlen.

Es waren erforderlich zum Rösten von 100 Pfd. Erz in

Flammöfen 45 Ctr. 82 Pfd. Steinkohlen und 14,27 Cbfss. Lösche; um 100 Ctr. Erz zu verschmelzen: 868,84 Cbfss. Holzkohlen incl. Gestübbe, 7,93 Ctr. Roheisen und Bohrspäne und 38,97 Laufkarren Eisenfrischschlacken. Um 100 Ctr. Werkblei abzutreiben, waren 203,71 Cbfss. Holz erforderlich. Das leichte Gestübbe wird zusammengesetzt aus 4 Ton. à $4^1/_4$ Cbfss. Lösche und $1^1/_2$ Laufkarren à 2 Cbfss. Lehm; schweres Gestübbe aus 4 Ton. Lösche und 3 Laufkarren Lehm. Noch schwerer ist das Koksgestübbe.

Freiberg. Neuerungen.

B. Freiberger Bleiarbeit. Die früheren Schmelzprozesse[1]) haben im Laufe der Zeit wesentliche Umgestaltungen erlitten; manche derselben sind ganz abgeworfen (z. B. die Amalgamation, weil dabei ein Gold- und Kupfergehalt der Erze verloren ging, die Saigerung der silberhaltigen Schwarzkupfer etc.), andere neu eingeführt (z. B. das Pattinsoniren, die Extraction des Silbers aus den Kupfersteinen mittelst der AUGUSTIN'schen Kochsalzlaugerei oder mittelst Schwefelsäure etc.), wieder andere wesentlich modificirt (Roharbeit in Flammöfen mit Bleischlacken, Röstung der Erze mit Schwefelsäureerzeugung, Bleiarbeit in Doppelöfen etc.). Die umfangreichsten Versuche sind vorgenommen, um zur besten Methode der Beseitigung des schädlich influirenden Hüttenrauches zu gelangen (II. 546), fremde Silbererze werden zur Verhüttung angekauft u. s. w. Seit Einstellung der Antonshütte bei Schwarzenberg werden auf den Freiberger Hütten auch die obergebirgischen Erze verschmolzen, Glanze und bleiische Schliege, sowie silberhaltige, auch Kobalt und Nickel führende Dürrerze und Zuschlagserze, welche zu einer besonderen Speisearbeit Veranlassung geben.

Erze.

Die zu den beiden Freiberger Hütten, der Muldner und Halsbrückner Hütte gelieferten, nach einer bestimm-

1) LAMPAD., Hüttenkunde II. Thl. 1. Bd. S. 75, 235. Dess. Supplem. II, 26, 152, 184. JARS, met. Reise III, 663. — WINKLER, die Freiberger Schmelzprozesse. Freiberg 1837. S. 75, 154. — HARTMANN, Repert. der Bergbau- und Hüttenkde. II, 390. — KARST., Arch. 1 R. XV, 382.

ten Taxe[1]) angekauften Erze[2]) finden sich auf Gängen im Gneis. Nach v. DECHEN[3]) kommen im Erzgebirge an 1848 Silbererz (ged. Silber, Silberglanz, Chlorsilber, Rothgiltigerz, Schwarzgiltigerz, Antimonsilber, Weissgiltigerz, Schilfglaserz etc.) führende Gänge vor; in 181 derselben walten Silbererze allein vor, in 403 Silber- und Bleierze, in 465 Silber-, Blei- und Kupfererze, in 849 Silber-, Kobalt- und Bleierze. Die Erzgänge in der Umgegend von Freiberg liefern $^{19}/_{20}$ der ganzen Silberproduction des Erzgebirges.

In hüttenmännischer Beziehung unterscheidet man:

1) Bleierze, in welchen Bleiglanz mit Schwefelkies, Arsenkies, Zinkblende und erdigen Substanzen, namentlich Quarz, Kalkspath, Braunspath und Schwerspath vorkommt. Erze mit 15—29 % Blei nennt man bleiische Erze, solche von 30 % bis zum höchsten Gehalte Glanze. Durchschnittlich enthalten die Bleierze, welche etwa die Hälfte der ganzen, 500,000 Ctr. (1 Ctr. = 50 Kil. = 100 Pfd. à 100 Pfdtheile) betragenden Erzlieferung ausmachen, an 40 Pfd. Blei und 15 Pfdtheile Silber im Centner. Sowohl Glanze, als bleiische Erze kommen im gerösteten Zustande zur Bleiarbeit.

2) Dürrerze, im Wesentlichen Erden mit eingesprengten Silbererzen, zuweilen auch mit Schwefelkies (kiesige Dürrerze) und etwas Bleiglanz. Steigt ihr Silbergehalt über 10 Pfdtheile, so gelangen sie zur Bleiarbeit, bei niedrigeren Gehalten bis zu 5 Pfdthl. werden sie der Roharbeit im Flammofen mit unterworfen. Der Silbergehalt der Dürrerze, welche auch in Bezug auf Quantität der Anlieferung voranstehen, geht zuweilen über 2 %. Ein Theil der ge-

1) Bezahlungstarif für den Einkauf von Erzen, Gekrätzen und Zuschlagserzen bei den Werken der Königl. General-Schmelzadministration in Freiberg v. J. 1861 an bis auf Weiteres. Freiberg, 1861. — Regulativ für den Einkauf sächsischer Erze bei den Werken der Königl. General-Schmelzadministration. Freiberg, 1859.

2) v. COTTA, Erzlagerst. II, 4. — COTTA und WEISS, die Mineralien der Freiberger Erzgänge: B. u. h. Ztg. 1860. S. 301. Erzaufbereitung: B. u. h. Ztg. 1856. S. 214.

3) v. DECHEN, Statist. d. nördl. u. zollv. Deutschland. I, 751.

wöhnlichen und der kiesigen Dürrerze mit 8—25 Pfdt Silber und 20—30 Pfd. Rohstein in der Beschickung l früher zur Amalgamation.

3) Kupfererze mit 1—10%, durchschn. 3% Kuı werden wegen ihres höheren Silbergehaltes in die Bleiar gegeben, wenn ihr Kupfergehalt 6% nicht übersteigt.

4) Zuschlagserze, im Wesentlichen Schwefelk Arsenkies, oft viel Zinkblende, Quarz und Kalkspath einem Silbergehalt unter 3 Pfdthln., sowie mit etwas und Kupfer. Uebersteigt der Gehalt an letzteren bei Metallen eine gewisse Grenze, so werden solche Erze zu Blei- oder Kupfererzen gerechnet. Dieselben sind das Ha material zur Darstellung des für die Bleiarbeit als Zuscl dienenden Rohsteins, dessen Eisengehalt dabei zur Wirk kommt, nebenbei aber auch sein Gehalt an nutzbaren tallen gewonnen wird. Die drei ersten Erzsorten wer als Schliege, die letztern theilweise als Stuff der H übergeben.

Erzröstung. Zur Erzröstung[1]) werden Gattirungen von 1500—2 Ctr. hergestellt, welche 50% Glanze, 30% bleiisches (oder 60% Glanze und 20% bleiische Erze), 20% Dür mit über 12 Pfdthl. Silber oder Kupfererz mit über Pfdthl. Silber oder Silber-, Blei- und Kupferkrätze von sprechendem Gehalte enthalten, so dass der Durchschn gehalt der Gattirung zwischen 34—38 Pfd. Blei und 15- Pfdthln. Silber schwankt.

Zum Rösten der Erze dienten früher:

1) Ungar'sche Röstöfen[2]) (Bd. I. 515. Taf. X. 238), in welchen Posten von 7 Ctr. in 6 Stunden mit Ctr. Steinkohlen abgeröstet wurden.

2) Englische Flammöfen[3]) (I. 514), bald mit dire Feuerung (Bd. I. Taf. X. Fig. 234, 235), bald mit Gasf rung[4]) (Bd. I. 69, 337, 505. Taf. IV. Fig. 92, 93) eingericl

1) Plattner's Vorlesungen über allgem. Hüttenkunde, herau geben von Th. Richter. 1861. II, 92. — W. Lorenz, Stammb zu den Prozessen auf den Freiberger Hütten. Freiberg, 18

2) Plattner, Röstprozesse. Freiberg, 1861. S. 15.

3) Ibid. S. 28.

4) B. u. h. Ztg. 1849. S. 183.

In einem Gasofen röstet man in 8 Stunden 20 Ctr. Erz mit 3,5 Ctr. schlechteren Steinkohlen und 3 Ctr. Cyndern oder Koks ab; in den etwas grösseren Oefen mit directer Feuerung in derselben Zeit Posten von 25 Ctrn. bei etwas geringeren Kosten.

Seitdem man bestrebt ist, den Hüttenrauch für die Umgebung unschädlich zu machen und die beim Rösten entwikkelte schweflige Säure theilweise zur Schwefelsäurefabrikation zu verwenden, findet das Rösten in combinirten Flamm- und Muffelöfen (Doppelröstöfen) statt, welche auf Taf. III. Fig. 56—60 abgebildet und auch in Przibram (S. 188) mit Vortheil angewendet sind.

Auf Muldner Hütte liegen jetzt 6 solcher Oefen in 4 parallelen Reihen hintereinander. Ueber jeder Reihe zieht sich ein Zug- und Flugstaubcanal *f*, mit dem alle 6 Oefen communiciren, hin und die Muffeln sind nur durch 6 Zoll hohe Ziegelscheider getrennt. Aus diesem Canal gelangen die Verbrennungsproducte durch die Füchse *h* und *h'* in den horizontalen Canal *k* und von da in die Esse. Mittelst eiserner Schieber in den Canälen lässt sich der Zug reguliren. Der die schweflige Säure aus den Muffeln abführende Canal hat eine beträchtliche Länge, damit sich mechanisch mit fortgerissene Erztheile und arsenige Säure thunlichst darin absetzen.

Posten von 10 Centnern werden auf dem oberen Herd 4 Stunden bei dunkler Rothglühhitze, dann noch 4 Stunden auf dem unteren Herd bei allmälig soweit verstärkter Hitze abgeröstet, dass eine Sinterung eintritt, worauf man das Röstgut in eiserne Hunde zieht, eine Probe zur Bestimmung des Schwefelgehaltes (S. 168) nimmt, dann das Erz, welches bis auf 4,5 % Schwefel abgeröstet sein muss, in eine für jede Reihe besonders hergestellte steinerne Rolle stürzt und hier zum Schmelzen aufbewahrt. Wenn die Bleierze nicht hinreichend kiesig sind, so mengt man gepochten Rohstein unter dieselben und es dauert dann das Rösten 1 Stunde länger. Gut geröstetes Erz hat ein erdiges, schwärzliches Ansehen. Der Röstflugstaub wird dem Erzschmelzen zugetheilt. Vor jedem Herd eines Ofens befindet sich ein Arbeiter in 8stündiger Schicht und auf jede Post gehen etwa $2^1/_3$ Scheffel à

185 Pfd. = 432 Pfd. Steinkohlen (1 Scheffel = 7900 Cubikzoll).

**Bleierzschmelzen.** Das geröstete Bleierz wird mit 30—50 % seines Gewichtes geröstetem Rohstein (von dessen Darstellung ist S. 200 die Rede), 5—8 % gebranntem Kalk [1]), welcher zum bessern Werkbleiausbringen und zur Erzeugung bleiärmerer Steine und Schlacken beiträgt, oder Flussspath und den nöthigen unreinen Schlacken von der Arbeit selbst (auf 1 Ctr. Erz $1\frac{1}{4}$—$1\frac{1}{2}$ Ctr. Schlacken) in der Weise beschickt, dass man zu einer für einen Ofen bestimmten Schicht 20 Ctr. Rohstein zu unterst ausbreitet, darauf 60 Ctr. Erz, auf dieses von der Röstung ausgeschlossen bleibende silberreichere Dürrerze, darauf $2\frac{1}{2}$ Ctr. Kalk oder Flussspath und zu oberst die Schlacken aufgestürzt werden.

Bei silberreicheren Beschickungen, namentlich, wenn sich reiche Dürrerze in denselben befinden, gibt man kurz vor dem jedesmaligen Abstechen bleiische Vorschläge in den Brandmauerwinkeln auf, und zwar für jeden Ofen in 24 Stunden etwa 3 Ctr. Glätte oder 4 Ctr. Herd. Dieses Verfahren soll für die Entsilberung wirksamer sein, als die Zutheilung der bleiischen Vorschläge auf die Bleierzschlacken.

Aermere Beschickungen erhalten, — was ärmere Schlakken, geringere Bleiverluste und billigere Arbeit herbeiführt, — solche Zuschläge nicht. [2])

Das Verschmelzen der Beschickung geschieht in WELLNER'schen Doppelöfen (Bd. I. S. 442. Taf. IX. Fig. 212—215), aus Gneis und feuerfesten Steinen erbaut. Die derzeitigen Hauptdimensionen des Ofens sind: Schachthöhe von Form bis Gicht 14 Fuss; Tiefe der Spur unter den Formen 18 Zoll; Weite in der Formhöhe hinten 6 F., an der Vorderwand 4 F.; Tiefe des Schachtes in der Formhöhe 4 F. 3 Z.; Weite jeder Abtheilung an der Gicht hinten 2 F. 7 Z., vorn 2 F.; Tiefe daselbst 3 F.; Entfernung der beiden Formmündungen von einander 2 F. 6 Z., bei einer solchen Richtung, dass sie in ihrer Verlängerung in 4 Z. Entfernung vor der Brustmauer zusammentreffen. Die For-

1) Jahrb. f. d. sächs. Berg- u. Hüttenm. 1845. S. 55; 1846. S. 111.
2) Ibid. 1848. S. 77.

men haben etwas Stechen. Böschung der Vorderwand 12—15 Zoll. Zur Muldner Hütte zieht sich über den 6 Doppelöfen ein zur Auffangung von Flugstaub dienender Canal hin, durch welchen die den Oefen entströmenden Dämpfe in eine mit 2 Abtheilungen versehene Esse treten. Eine Abtheilung dient für je 3 Oefen. Das Zumachen des Ofens geschieht mit einem aus 3 Gewichtstheilen Lehm und 2 Gewichtstheilen Kokspulver bestehenden Gestübbe nach Art eines Sumpfofens. Der die Vorwand nach unten schliessende Gewölbbogen ruht auf auf die Wangen gesetzten Gneisplatten und die Brust des Ofens bleibt immer offen. Der 4 Fuss über den Formen beginnende Schachtscheider steht auf zwei oder drei, aus feuerfesten Steinen über einander geschlagenen Gewölben.

Das Schmelzen geschieht mit Koks aus dem Plauenschen Grunde bei dunkler Gicht, 4—6 Zoll langer Nase, bei 5,2 Quadratzoll Düsenquerschnitt und 1,8—2,2 Lin. Quecksilberpressung, also bei Zuführung von 185—213 Cubikfuss kalter Luft pro Min. Bei normalem Ofengange setzt man abwechselnd 4 und 2 Tröge Beschickung à 57 Pfd. und dazwischen 1 Korb (Schienenfass) Koks zu 19—22 Pfd. Bei zu langer Nase nimmt man je 2 Tröge, bei zu kurzer Nase öfter zweimal 4 Tröge Schicht auf die bezeichnete Koksmenge, indem man im letzteren Falle das Chargiren damit beginnt, dass man voran einige Tröge Beschickung aufgibt. Man sticht in 24 Stunden 4mal auf und bei 3 Arbeitern (Schmelzer, Aufträger, Schlackenläufer) für jeden Ofen setzt man in 24 Stunden etwa 60 Ctr. Erz, 20 Ctr. Rohstein und 90—100 Ctr. Bleischlacken mit 24—27 Ctr. Koks durch. Dauer der Campagne 10 Wochen.

An Producten erfolgen durchschnittlich in 24 Stunden: Product

1) 16 Ctr. Werkblei mit 50—60 Pfdthl. Silber pro Ctr. Wird im Flammofen raffinirt, durch Pattinsoniren der Silbergehalt etwa aufs Doppelte gebracht, das Armblei in den Handel gegeben, das Reichblei abgetrieben, das dabei erfolgende Blicksilber im Flammofen raffinirt. Analysen von gewöhnlichem Werkblei von Halsbr. (a) und Muldn. Hütte (b) und von raffinirtem Werkblei (c) von letzterer, nach Th. Richter:

| | Pb | Ag | Cu | Fe | As | Pb |
|---|---|---|---|---|---|---|
| a. | 96,69 | 0,53 | 0,20 | 0,06 | 1,30 | 0,71 |
| b. | 97,56 | 0,45 | 0,59 | 0,07 | · | 1,52 |
| c. | 98,46 | 0,64 | 0,22 | 0,05 | 0,14 | 0,3 |

2) 8 Ctr. Bleistein mit 20 Pfdthl. Silber, 20 Pfd. Blei und 10 Pfd. Kupfer (Analysen Bd. I. S. 751). Zur Verminderung seines Blei- und Silbergehaltes wird der Bleistein am Schluss der Bleiarbeitscampagne im Doppelofen umgeschmolzen (verändert, I. 92), nachdem derselbe gepocht, geröstet und mit Schlacken von derselben Arbeit, sowie mit Bleiarbeitsgeschur beschickt worden. Man nimmt auf 20 Ctr. gerösteten Stein etwa 80 Ctr. und macht, da das Schmelzen rasch geht, in 24 St. 7—9 Abstiche und erhält dabei:

a) Werkblei, kommt zum Erzwerkblei;

b) Veränderungsschlacke, zu den Erzschlacken;

c) Veränderten Stein, zur Bleisteinarbeit. Diese besteht darin, dass man für eine 24stündige Arbeitszeit 110 Ctr. gerösteten Bleistein mit 10—15 Ctr. Schlacken von derselben Arbeit, 20 Ctr. veränderte Glättfrischschlacke (zur Erzielung eines etwas saigeren Ofenganges) und 3 Ctr. Flussspath, auch wohl mit silberarmen Kupfererzen im Doppelofen verschmilzt. Die Formen liegen darin völlig horizontal und die Spur befindet sich 22 Zoll tief unter den Formen. Bei einer Campagnendauer von 12—14 Wochen werden in 24 Stunden bei einem Verbrauche von 35 Scheffel Koks 18—20 Ctr. etwas kupferiges Werkblei mit etwa 75 Pfdthln. Silber (zum Raffiniren) und 30 Ctr. Kupferstein (Analysen I. 752) mit etwa 30 % Kupfer und 18 Pfdthln. Silber producirt. Letzteren spurt man im gerösteten Zustande wie oben nochmals im Schachtofen und erhält dabei Spurstein, Schwarzkupfer und zur Bleisteinarbeit gehende Schlacke (siehe Kupfer). Die Bleisteinschlakken (Analyse I. 849) werden wie die Erzschlacken behandelt, d. h. für sich mit der Hälfte gerösteten Zuschlagserzen, silberarmen Dürr- und Kupfererzen mit bis 3 % Kupfergehalt, Kupfergekrätz von entsprechendem Gehalte und veränderten Rohkupferschlacken im Flammofen auf Rohstein für die Bleiarbeit verschmolzen.

Der gespurte Kupferstein wird theilweise nach

AUGUSTIN's Methode entsilbert und der Rückstand auf Schwarzkupfer verschmolzen, theils geröstet, mit Schwefelsäure extrahirt, der silberhaltige Rückstand zur Bleiarbeit gegeben und die Lauge auf Kupfer-, Eisen- und gemischten Vitriol versotten.

3) Speise (I. 759), in dünnen Lagen am Stein haftend und durch Schläge von demselben zu trennen, Arseneisen mit Arsennickel und Arsenkobalt, gemengt mit Schwefelmetallen von Eisen, Kupfer, Blei und Zink. Dieselbe wird im gerösteten Zustande mit bleiischen Vorschlägen entsilbert; dabei fallen Werkblei und Bleistein, welche zur Bleisteinarbeit zurückgehen, und eine nickel- und kobaltreichere Speise, welche nach weiterer Raffination verkauft wird.

4) 73 Ctr. Bleischlacken von 100 Ctr. der Beschikkungsmasse, mit 5—6 Pfd. Blei und etwa 2 Pfdthln. Silber im Centner. Aeltere Analysen von solchen Schlacken sind Bd. I. S. 848 mitgetheilt. Nach RICHTER enthalten Durchschnittsproben von solchen neuerdings von Halsbrückner (a) und Muldner Hütte (b) entnommenen Schlacken:

| | a | b |
|---|---|---|
| $\ddot{S}i$ | 28,14 | 27,05 |
| $\bar{A}l$ | 5,78 | 6,85 |
| $\dot{F}e$ | 37,23 | 41,21 |
| $\dot{C}a$ | 7,68 | 8,84 |
| $\dot{B}a$ | 3,87 | — |
| $\dot{M}g$ | 0,63 | 0,90 |
| $\dot{P}b$ | 7,35 | 3,90 |
| $\dot{Z}n$ | 7,60 | 8,62 |
| $\dot{C}u$ | 0,50 | 1,00 |
| S | 2,47 | 3,53 |

Früher wurden die Erzschlacken am Ende der Bleiarbeitscampagne nochmals umgeschmolzen (verändert) und die Roharbeit [1]) mit erdigen und kiesigen Dürrerzen in

1) LAMPAD., Hüttenkde. II. Thl. 1. Bd. S. 188. — Dessen Fortschr. auf dem Gebiete der Metallurgie. 1839. S. 114. WINKLER, Frei-

Schachtöfen ausgeführt. Die Schlacken werden jetzt mit Zuschlagserzen (S. 194) und silberarmen Dürrerzen auf Rohstein verschmolzen, wobei sich ihr Metallgehalt zum grössten Theil in dem Stein ansammelt und ihr bedeutender Gehalt an Eisenoxydul beim Verschmelzen der quarzigen Erze nützlich wirkt. Der Rohstein dient dann im gerösteten Zustande als ein eisenreicher und metallhaltiger Zuschlag bei der Bleiarbeit.

Mit der jetzigen Verarbeitung der Bleischlacken sind folgende Vortheile verbunden:

a) Die Arbeit gibt in Bezug auf das Ausbringen bessere Resultate, als das früher übliche Umschmelzen der Schlacken nach Beendigung einer Bleiarbeitscampagne, und kann die auf letztere Arbeit sonst verwandte Zeit zur Verarbeitung eines grösseren Erzquantums benutzt werden.

b) Erfolgen beim Erzschmelzen unreine Schlacken, so wird deren Metallgehalt bei dem nachfolgenden Flammofenschmelzen doch ausgebracht, und lässt sich deshalb der Schmelzeffect bei ersterer Arbeit durch einen lebhaften Betrieb ohne Nachtheil steigern.

c) Wegen vollständiger Aufarbeit der Schlacken lassen [redacted]

Steinkohlen und 9 Ctr. Cynder, im englischen Ofen mit directer Feuerung 18 Ctr. Steinkohlen, während je 2 Arbeiter 8stündige Röstschichten verfahren. Das Röstgut darf höchstens 4,5 % Schwefel enthalten.

b) Rohsteinschmelzen.[1]) Das Verschmelzen der Beschickung geschieht in Flammöfen (Taf. III. Fig. 61, 62): *a* Fundament. *b* gusseiserne Platten. *c* Pfeiler. *d* Rauhgemäuer. *e* Feuerraum. *f* Rost, aus 13 Stäben von je 2 Quadratzoll Querschnitt bestehend. *g* Schürloch, 16 Zoll hoch. *h* Feuerbrücke. *i* Kühlungscanal. *k* feuerfestes Futter (Widerlager), aus 3 Thl. Quarz und 1 Thl. Thonmasse bestehend und 12 Zoll hoch. *l* Ofengewölbe. *m* Ziegelherd. *n* Herd aus Quarz und Thonmasse. *o* Luftzuführungscanäle. *p* Arbeitsöffnung, 12 Zoll breit und hoch. *q* u. *r* Seitenöffnungen, durch aufziehbare Thore verschliessbar. *s* Stichöffnung. *t* Füllöffnung. *u* mit einer Schmiere aus Graphit und Oel bestrichene Auflage für das Arbeitsgezäh. *v* Auflage fürs Gezäh zum Lüften des Rostes. *w* Fuchs. *x* Esse, 66 Fuss hoch, an der Basis 7¼ Zoll breit, lichte Weite 2 Fuss 4 Zoll. Die Neigung des Herdes von der Feuerbrücke *h* bis zu der 5 Zoll weiten Stichöffnung *s* beträgt 5—6 Zoll. Das Fuchsloch im Gewölbe mit trapezoidalem Querschnitt hat 11 Z. Breite, 2 F. 8 Z. Länge hinten am Gewölbe und 14 Z. vorn an der Arbeitsöffnung, Höhe des Fuchses daselbst 18 Z. An seiner Einmündungsstelle in die Esse ist der Fuchs 22 Z. weit und 2 F. 6 Z. hoch.

Nachdem auf der aus feuerfester Masse bestehenden Sohle *n* ein Herd aus 5 Thln. Quarz und 1 Thl. Rohschlacke aufgebrannt, lässt man die erste Charge aus Bleischlacken bestehen, um der Sohle mehr Festigkeit zu geben, dann werden mittelst eines beweglichen Fülltrichters durch die Oeffnung im Gewölbe Chargen von 20 Ctr. Bleischlacken, 5 Ctr. rohen und 5 Ctr. gerösteten Zuschlagserzen, oder

---

1) Jahrb. f. d. sächs. Berg- u. Hüttenm. 1852. S. 163. B. u. h. Ztg. 1852. S. 849. — TUNNER's Jahrb. 1852. II, 271. — J. KÖLLER im Leob. u. Przibramer Jahrb. 1857. VII, 42 (mit Zeichnungen von dem Flammofen und dem Gezäh). — COTTA, Gangstudien. II, 6.

statt des gerösteten Erzes auch wohl in Haufen[1]) zugebrannter Stuffkies oder Kiesabbrände aus der Schwefelsäurefabrik in den Herd geschafft, und zwar zu unterst Schlacke, darauf das Erz und nöthigenfalls noch 1—2 Ctr. Quarz.

Die auseinandergezogene, aber an der Feuerbrücke am stärksten angehäufte Beschickung wird bei sorgfältig geschlossenem Arbeitsthore und möglichstem Luftabschluss vom Schürloche und unter etwa $^1/_2$ stündigem Rosträumen und Schüren innerhalb $2^1/_2$ Stunden eingeschmolzen, die flüssige Masse durchgerührt, bei geschlossener Arbeitsöffnung wieder $^1/_4$ Stunde stark gefeuert und dann die Schlacke durch die Arbeitsöffnung mittelst einer Krücke ausgezogen. Dieselbe läuft zunächst in halbkugelförmige Sandformen auf der Hüttensohle, dann in eiserne Schlackensteinformen von 2 Fuss Länge und 1 Fuss Breite und Höhe. Durch Einlassen eines kleinen Theils der neuen Charge in den Herd werden die Schlacken nach der Arbeitsthür zu gedrängt, so dass sie sich vollständiger abziehen lassen. Nachdem dann noch ein zweiter und dritter Satz auf die eben angegebene Weise behandelt, sticht man — innerhalb 24 Stunden 2—3 mal — den Rohstein durch *s* in eiserne Pfannen von 4 Fuss Länge, 18 Zoll Breite und 10 Zoll Tiefe ab, verschliesst den Stich, bessert Feuerbrücke und Herd mit einer Masse aus 5 Thl. feuerfestem Thon und 2 Theilen Quarz aus und beginnt eine neue Schmelzung. Bei durchschnittlich einjährigen Schmelzcampagnen erhält man in 24 Stunden mit 60 Scheffel oder 114 Ctr. Schieferkohle:

**Producte.**

a) 40 Ctr. Rohstein mit 15—20 Pfdthln. Silber, 8 bis 10 Pfd. Blei und 4—5 Pfd. Kupfer im Ctr. Bei einem grösseren Zinkblendegehalt zeigt der Stein einen körnig blättrigen, schwarzen, schwach glänzenden Bruch und eine gewisse Festigkeit und Dichtigkeit. In Folge dessen lässt sich solcher Stein schwierig abrösten und ist beim Schmelzen strengflüssig. Man hat deshalb früher mit gutem Erfolg versucht, jedesmal vor dem Abstechen feingepochte Koks und Flussspath zum Stein hinzuzufügen, wo dann durch die Koks Eisenoxyd aus den gerösteten Zuschlagserzen reducirt,

1) Plattner, Röstprozesse. 1856. S. 46.

durch das Eisen Zink ausgeschieden und verflüchtigt und durch den Flussspath die Schlackenbildung befördert wurde.[1]) Da aber bei diesem Verfahren das Schmelzen bei grösserem Brennmaterialaufwand verzögert wurde und sich der Stein weniger leicht von der mussig gewordenen Schlacke trennte, auch grössere Verluste an Silber und Blei entstanden, so hat man diese Methode wieder beseitigt und durch vollständigere Abröstung der blendigen Zuschlagserze einen reineren Flammofenstein zu erzeugen gesucht. Zuweilen enthalten die Rohsteine Einmengungen von Eisenoxyduloxyd und Schlackentheilen.

Der Flammofenrohstein hat nachstehende Zusammensetzung (die Bd. I. S. 747 mitgetheilten Analysen beziehen sich auf den früher dargestellten Schachtofenrohstein):

| | Fe | Zn | Pb | Cu | As, Sb | | S | S̈i | O u. Verl. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| a. | 53,81 | 7,65 | 7,35 | 3,87 | 0,84 | | 23,43 | 2,11 | — |
| b. | 51,35 | 2,14 | 5,69 | 11,33 | 0,73 | | 21,81 | Spr. | 6,95 |
| c. | 41,30 | 1,28 | 17,42 | 9,18 | 0,27 | 1,56 | 24,00 | 0,50 | 4,49 |
| d. | 36,55 | 13,10 | 9,32 | 5,21 | — | — | — | — | — |
| e. | 46,54 | 4,65 | 7,98 | 6,70 | — | — | — | — | — |

*a.* Von gutem Gange nach TH. RICHTER. *b.* Desgl. vom Verschmelzen der Bleisteinschlacken, mit Spuren von Co, Mn, Na und K, nach Dems. *c.* nach REICH. *d* und *e.* ohne und mit Zuschlag von Koks und Flussspath erhalten, nach TH. RICHTER.

Die Flammofenrohsteine sind Verbindungen von Ḟe mit mehr oder weniger Ḟe, verbunden mit Ṗb, Ċu, Żn, Åg und wohl gemengt mit (Fe, Ni, Co)[4] As. Zuweilen werden die einmal zugebrannten Rohsteine mit alten Rohschlacken und etwa 10% Kies im Flammofen concentrirt.[2])

Behuf seiner Verwendung zur Bleiarbeit (S. 196) wird der in faustgrosse Stücke zerschlagene Rohstein in WELLNER'schen Röststadeln[3]) auf die Bd. I. S. 384 beschriebene Weise geröstet. Von den chemischen Vorgängen[4]) bei die-

1) B. u. h. Ztg. 1854. S. 81. — Oest. Ztschr. 1856. S. 207.
2) Freib. Jahrb. 1845. S. 56; 1846. S. 111.
3) PLATTNER's Röstprozesse. 1856. S. 52, 336.
4) Ibid. S. 84, 179.

ser Röstung war Bd. I. S. 78 die Rede. Gut gert Rohstein hat bei 1—2 % Schwefelgehalt ein grauschw knospiges, mattes Ansehen.

b) Flammofensohle, geht geröstet zur Bleiarbe enthält zuweilen interessante Hüttenproducte (I. 784).

c) Schlacken mit durchschn. 1 Pfd. Blei und 0,21 Silber im Ctr., Gemenge von vorwaltenden Bi- un gulosilicaten, von grünlichschwarzer bis braunsch Farbe, wenig glänzend, meist krystallinisch, von 3,70- spec. Gewicht. Dieselben gehen, nachdem von den l letzterhaltenen Stücken etwaige steinhaltige Partien en entweder auf die Halde oder werden zu an 3 Ctr. s ren Bausteinen geformt. In solchen, zum Bau von stadeln verwandten Schlackensteinen fanden sich ga liche Schwefelbleiadern auf dem Wege der Infiltratio geschieden.[1]) Die Bausteine müssen in noch heisse stande vermauert werden, weil sie sonst springen.

Nach Th. Richter enthalten solche Schlacken von brückner (a) und Muldner Hütte (b) ohne und von le bei Kokszuschlag (c), sowie nach Göldner von str Ofengange von Halsbrückner Hütte (d) folgende Be theile:

| | a. | b. | c. | d. |
|---|---|---|---|---|
| S̈i | 36,04 | 34,30 | 36,08 | 36,68 |
| Äl | 5,38 | 4,65 | 3,36 | 4,55 |
| Ḟe | 42,60 | 41,96 | 40,86 | 42,12 |
| Ċa | 6,29 | 7,45 | 7,96 | 2,17 |
| Ṁg | 1,71 | 1,30 | 1,01 | 6,05 |
| Ṁn | | | 0,74 | |
| Ċu | 0,24 | 0,15 | 0,18 | 0,32 |
| Ṗb | 1,34 | 0,98 | 0,73 | 1,94 |
| Żn | 4,66 | 7,75 | 6,66 | 7,30 |
| S | 1,47 | 0,80 | 1,92 | — |
| CaS | — | — | — | 6,41 |

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 12.

Im Jahre 1859 wurden auf den Freiberger Hütten 464456 Ctr. Erze (darunter 2592 Ctr. ausländische Erze) mit einem Durchschnittsgehalt von 0,1291 Pfd. Silber im Centner verschmolzen und davon erhalten: 23,5655 Pfd. Feingold, 60546,0070 Pfd. Feinsilber, 1578,2824 Ctr. Gaarkupfer, 297 Ctr. Kupfervitriol, 32 Ctr. gemischter Vitriol, 27,475 Ctr. Probirblei, 51521,76 Ctr. Weichblei, 4120,6 Ctr. Hartblei, 4900,4 Ctr. rothe Glätte, 7697,04 Ctr. gelbe Glätte, 709,58 Ctr. schwarze Glätte und 3,15 Ctr. Bleirauch. In der Schwefelsäurefabrik: 1236,72 Ctr. Schwefelsäure, 887,71 Ctr. Eisenvitriol, 8,35 Ctr. Schwefelarsen, 255,35 Ctr. rohe Kammersäure, 3,40 Ctr. Bleipfannensäure. Production.[1])

C. Schmelzprozess auf den Niederungarischen Silberhütten.[2]) Die zur Einlösung kommenden Gefälle[3]) bestehen aus Silbererzen (Sprödglaserz, Silberglanz, seltener Rothgiltigerz und gediegen Silber) und Bleierzen, Silberschliegen und Bleischliegen, Kiesschliegen, Waschwerkszeugen und Gewerksabfällen. Die Ganggesteine sind Quarz, Thon, Kalk, Zinkblende, Manganspath, Gold und Silber führender Eisenkies, sparsam Kupferkies und in manchen Kiesschliegen Schwefelantimon. Der Kalkgehalt tritt gegen den Quarzgehalt bedeutend zurück. Niederungarn. Erze.

Die Zusammensetzung der Erze ergibt sich aus nachstehenden Analysen aus dem metallurgisch-chemischen Laboratorium in Schemnitz:

| | Dürrerz vom Ferdinandsschacht. | Segengottes u. Schmidterinnschliege. | Gemischte Kiesschliege. |
|---|---|---|---|
| Cu | 2,86 | 0,9 | 1,0 |
| Pb | 4,10 | 0,7 | 0,6 |
| Au | 0,0003835 | 0,00142 | 0,000832 |
| Ag | 0,0557215 | 0,02467 | 0,081508 |
| Zn | 3,14 | 8,3 | 0,8 |

1) B. u. h. Ztg. 1861. No. 10. — Lohse im Freiberger Jahrb. 1855. S. 235.

2) Oest. Ztschr. 1856. S. 274. — Handschriftliche Mittheilungen des Hüttenverwalters E. v. Amon zu Kremnitz.

3) Erzvorkommen: Cotta, Erzlagerst. II, 296. — Erzankauf: Kraus, Jahrb. 1854. S. 78.

| | Dürrerz vom Ferdinands-schacht. | Segengottes u. Schmidte-rinnschliege. | Gemischte Kiesschliege. |
|---|---|---|---|
| Fe | 6,40 | 20,2 | 25,0 |
| Mn | 4,33 | 8,3 | 4,7 |
| Sb | 0,34 | — | — |
| As | Spr. | Spr. | Spr. |
| S | 5,21 | 11,7 | 18,7 |
| $\ddot{\mathrm{Si}}$ | 60,87 | 36,7 | 31,9 |
| $\ddot{\bar{\mathrm{Al}}}$ | 5,69 | 5,1 | 12,6 |
| $\dot{\mathrm{Ca}}$ | 3,81 | Spr. | 3,2 |
| $\dot{\mathrm{Mg}}$ | 0,90 | 5,2 | 1,3 |
| $\dot{\mathrm{Na}}$ | 0,04 | — | — |
| $\dot{\mathrm{K}}$ | 0,19 | — | — |
| Lechgehalt | — | 22,5 | 22,5 |

Die Kiesschliege enthalten 15—39 % Kieselsäure, 16—83 % Schwefeleisen, 0,8—14 % Eisenoxyd, 3—6 % Bleioxyd, 0,12—1,5 % Kupferoxyd, 0,5—37 % Schwefelzink, 48—66 % Lech und 0,006—0,035 Münzpfd. güldisches Silber. Der Goldgehalt beträgt 0,015—0,400 Münzpfd. pr. 1 Münzpfd. güldisches Silber.

Die Silbererze und Silberschliege zerfallen in lechfreie (dürre) und lechhaltige, sowie nach ihrem Gehalt an güldischem Silber in solche mit 0,002193—0,105241 Münzpfd., mit 0,105242—0,210482 Münzpfd. und solche mit 0,210483 Münzpfd. Goldsilber im Ctr. Trockengewicht bis zum höchsten Halt. Der Goldgehalt dieser Geschicke beträgt zwischen 0,006 und 0,050 Münzpfd. pr. 1 Münzpfd. güldischen Silbers.

Bleierze und Bleischliege halten zwischen 15—70, durchschn. 44 % Blei, 0,0352317 % Silber und 0,0000083 % Gold, und 0,010—0,180 Münzpfd. Gold pr. 1 Münzpfd. güldisches Silber. Ihre Anlieferung geschieht im Verhältniss von 41:59.

Schmelzprozesse.

Die Bleierze werden zum grössten Theil zur Entsilberung der Silbererze (Rohschmelzen, Reichverbleiungsschmelzen, Reichverbleiungslechschmelzen und Lechdurchstechen) verwandt (siehe Silber), das dabei erfolgende Werkblei ab-

getrieben und der zuletzt fallende silberhaltige Kupferstein (Lechdurchstechlech) an die Tajowaer Extractionshütte abgegeben.

Die bei der Reichverbleiung nicht aufgearbeiteten Bleierze kommen zur ordinären Bleiarbeit.

Die Bleierze werden gemeinschaftlich mit Bleischliegen in dem zur Einlösung kommenden Verhältnisse, sowie nach Zulass der Vorräthe mit lechhaltigen, wo möglich silberreicheren Schliegen in einem Flammofen von der Bd. I. Taf. X. Fig. 255 angegebenen Construction bei niedriger Temperatur abgeröstet.[1]) Länge des ganzen Herdes 15 Fuss, Länge des Herdtheiles *b* 5½ Fuss, Breite 6½ Fuss, Länge des Herdtheiles *c* 9½ Fuss und Breite 5 Fuss. Höhe des Gewölbes hinter der Feuerbrücke über dem Herd 15 Zoll, am Ende 9 Zoll. Länge des Feuerraums 3 Fuss 9 Zoll, Breite 1 Fuss 8 Zoll; der untere horizontale Theil des Treppenrostes liegt 12 Zoll unter der Feuerbrücke. Ueber dem Ofen befinden sich Flugstaubkammern. Posten von 500 bis 560 Pfd. Nassgewicht werden in dem Raume *c* während 2 bis 3 Stunden kühlgeröstet, dann im Raume *b* bei verstärkter Feuerung ½—1 Stunde gaargeröstet. Die Temperatur wird nicht mehr, wie früher[2]), bis zur Verschlackung des Röstgutes gesteigert, sondern in den letzteren Jahren wird theils die Gräupelröstung, besonders aber die Staubröstung mit günstigem Erfolge betrieben, indem dabei sowohl an Gezähe, als auch an Brennmaterial gespart, die Bleiverflüchtigung möglichst beseitigt und durch die Verschmelzung dieses Bleirostes insbesondere mit harten Kohlen ein bedeutend günstigeres Bleiausbringen erzielt wird. Bei Anwendung von weichen und leichten Kohlen scheint die Gräupelröstung vortheilhafter zu sein. Auf einigen Silberhütten wird die Vorröstung getrennt von der Gaarröstung in separaten Flammöfen betrieben. Beim Rösten haben sich gusseiserne Krahlen- oder Rostrechenköpfe vortheilhaft erwiesen.[3])

Ord. Bleiarbeit.

Rösten.

Das Verschmelzen des Röstgutes geschieht mit Erz- Schmelzen.

1) KACHELMANN in: Oest. Ztschr. 1857. S. 161 (mit Zeichnungen).
2) Ibid. S. 162.
3) KACHELMANN in: RITTINGER. Erfahr. 1858.

schlacken in zweiförmigen Sumpföfen[1]) von nachstehenden Dimensionen: Höhe 18 Fuss, Weite hinten 48 Zoll, vorn 28 Zoll, Tiefe 46 Zoll, Höhe der Formen über der Herdsteinkante 14—16 Zoll, Entfernung der Formen von einander 12 Zoll, Neigung derselben 2°, Einragung derselben 5 Zoll, Sumpftiefe am Auge gemessen 20 Zoll, Aufsattlung der Brust vom Herdstein bis zum Auge 3 Zoll, Düsendurchmesser 2 Zoll, Windpressung 5—6 Linien. Das Gestübbe zum Zumachen besteht aus 1 Vol. Lehm und 2 Vol. Kohlenlösch.

In 14 Schmelzerschichten pro Woche setzt man, je nachdem weniger oder mehr Bleierz im Roste enthalten, 160—200 Ctr. Erz und Schlieg durch und verbraucht auf 100 Ctr. davon 150—170 Mss. à 6,46 Cbkfss. weiche Kohlen.

Man erhält 88—90 % Werkblei mit 0,300—0,500 Münzpfd. güldisch Silber, zum Abtreiben; 6—12 % Bleilech mit 0,100—0,130 Münzpfd. güldisch Silber, 8—14 Pfd. Blei und 2—3 Pfd. Kupfer, wird nach 2—3maliger Röstung dem Entsilberungslechschmelzen zugetheilt; Krätze zur Rückstandsarbeit; Schlacken mit 0,0005—0,002 Münzpfd. Silber und $\frac{1}{2}$—$1\frac{1}{4}$ Pfd. Blei bei gutem Ofengange, werden zeitweise als Zuschlag benutzt.

**Holzappel. Erz.** D. Zu Holzappel[2]) im Nassau'schen wird Bleiglanz[3]) verschmolzen, welcher mit Zinkblende, Weissbleierz, Kupferkies und Fahlerz, hauptsächlich Spatheisenstein und Quarz und nur wenig mit Kalkspath, Schwefelkies, Antimon- und Arsenverbindungen vorkommt. Nach möglichst vollständiger Abscheidung der verkäuflichen Zinkblende bei der Aufbereitung werden die Stufferze feingewalzt und mit den Graupen und Schliegen gemengt, wo dann das Gemenge aus 65—68 % Bleiglanz, 15—18 % Zinkblende, 15—18 % Spatheisenstein, Quarz und einer geringen Menge Kupferkies besteht.

**Rösten.** Zum Rösten der Erze dienen Flammöfen mit 20—25 F. langen und 6—7 Fuss breiten Herden und 5 Arbeitsöffnun-

1) v. Amon in: Oest. Ztschr. 1857. S. 332.
2) Handschriftliche Mittheilungen des Herrn Klein.
3) Erzvorkommen: Cotta, Erzlagerst. II, 143.

gen; für je 2 Oefen dient eine gemeinschaftliche Esse. Es kommen in 24 Stunden 6000 Pfd. Erz zur Röstung, und zwar von 6 zu 6 Stunden 1500 Pfd., welche von der Einsatzöffnung allmälig bis zur Feuerbrücke vorgerückt werden. Bei 11–12 % Röstverlust, worunter etwa $^1/_8$ % ausgeflossenes Jungfernblei mitgerechnet wird, enthält das Röstgut etwa noch 4 % Schwefel und 54—55 % Blei.

Zu einer Beschickung (Gicht) von 3775 Pfd. Gewicht nimmt man 1500 Pfd. Röstgut, 100 Pfd. Braun- und Weissbleierz, 150 Pfd. Treibherd, 100 Pfd. Ofenbruch, 1200 Pfd. Bleischlacken, 300 Pfd. Eisenfrischschlacken, 100 Pfd. Bleiglanz haltigen Spatheisenstein von der Aufbereitung, 200 Pfd. Kalkstein, 100 Pfd. Brauneisenstein mit Mangan- und Weissbleierz und 25 Pfd. Eisen als Wasch- und Brucheisen. Der Gehalt an letzterem wird vermehrt, wenn es an gerösteten Erzen fehlt und dann rohe Stufferze zur Verschmelzung kommen. Man gibt in 24 Stunden 4—5 solcher Gichten auf und auf jede kommen 500 Pfd. Koks. Die 13 Fuss hohen Sumpföfen von Vogl machen etwa 4 wöchentliche Campagnen. Das Schmelzen findet bei 4–5 Zoll langer Nase und $1^1/_4$ bis $1^1/_2$" Quecksilberpressung statt. Ein Ofen liefert pr. Tag 4500—5000 Pfd. Werkblei mit 4 Loth Silber; die Schlakken halten $^3/_4$—1 % Blei. Neuerdings sind 18—20 Fuss hohe zweiförmige Oefen von der Vogl'schen Construction (S. 108) hergestellt, welche in der Formgegend hinten 4 Fuss, vorn 2 Fuss weit und 3 Fuss tief sind. Schmelzen.

E. Schmelzprozess zu Lohe, Müsen und Rothenbach.[1]) Man verschmilzt auf diesen Hütten die Erze[2]) des Stahlberges und zwar Bleiglanz mit eingesprengtem Fahlerz, Zinkblende und Kupferkies mit 50—60 % Blei und 4 bis 5 Loth Silber, Fahlerz mit Spatheisenstein mit 5—6 Loth Silber und Kupferkies mit mehr oder weniger Silber. Die Hauptgangarten sind Spatheisenstein, Quarz und Schwerspath; in untergeordneten Partien kommen vor: Zinkblende, Schwefelkies, Kobaltnickelkies, Spiessglanzblei, Nickelglanz, gediegen Silber, Bleivitriol, Weissbleierz, Malachit und Lasur. Siegen'sche Prozesse. Erze.

1) Handschriftliche Mittheilungen des Hütteningenieurs O. Groos.
2) Cotta, Erzlagerst. II, 125.

Erzröstung. In Müsen und Rothenbach werden die Bleierze in pyramidalen Haufen von 16—18 Fuss unterer Breite und 3—5 Fuss Höhe in Quantitäten von 1200 Ctrn., selten bis 1600 Ctrn., auf einer etwa 8 Zoll hohen Unterlage von Holz, Kohlen- und Koksklein abgeröstet. 3—4 Erzlagen von 10 bis 12 Zoll Stärke wechseln mit 4 Zoll hohen Schichten Holzkohle. Die in Kalk eingebundenen Graupen und Schliege kommen in getrennten Lagen auf die Stufferze. Durch eine Waase (Schanze) in der Mitte des Haufens wird Zug hergestellt. Nach $3^{1}/_{2}$—4, im Winter nach 4—6 Wochen ist der Haufen ausgebrannt, worauf noch ein zweites, etwa 4wöchiges Feuer folgt. Auf 100 Ctr. Erz gehen 0,27 Klftr. Rösteholz, 6,58 Ton. Holzkohlen à 120 Pfd. und 1,03 Ctr. Kalk und an 9 Thlr. 14 Sgr. Röstkosten. Die gerösteten Erze halten $1^{1}/_{2}$—2 Loth Silber und 40—55 Pfd. Blei.

Die Fahlerze, — nach SANDMANN's Analyse: Cu 38,41, Fe 2,29, Zn 6,50, Ag 0,69, Ni Spr., As 4,98, Sb 19,71, S 25,52, $\bar{S}i$ 0,36 — werden in Stadeln von 13—17 Fuss Länge, 8 Fuss Breite und $5^{1}/_{2}$ Fuss Höhe abgeröstet. Auf das wie bei den freien Haufen hergerichtete Röstbett werden 3—4 Lagen Stufferze oder in Kalk eingebundene Graupen und Schliege von 12 Zoll Stärke mit 6 Zoll hohen Zwischenlagen von Holzkohlen in der Art eingebracht, dass man rings an den Mauerwänden 3 Zoll Raum lässt, diesen mit Holz ausfüllt und in der Mitte 2 aufrecht stehende Schanzen anbringt. 400—500 Ctr. Erze werden je nach ihrem Kiesgehalt in 2—5 Wochen abgeröstet, und zwar erfordern 100 Ctr. Erz 0,18 Klftr. Holz, 5,01 Ton. Kohlen und 1,88 Ctr. Kalk, sowie an 7 Thlr. 18 Sgr. Röstkosten. Die gerösteten Erze enthalten 1—12 Loth Silber. Auf 100 Ctr. Kupfererze gehen beim Rösten in Stadeln 0,15 Klftr. Holz, 2,36 Ton. Holzkohlen und 4 Thlr. $5^{1}/_{2}$ Sgr. Röstkosten.

Erzarbeit. Die Beschickung besteht zu Müsener Hütte (a) und zu Rothenbacher Hütte, wo mehr schwerspäthige Erze (b) verschmolzen werden, und bei sehr grossen Fahlerzvorräthen (c) aus:

| | | a. | b. | c. |
|---|---|---|---|---|
| 2 mal. geröst. Bleierz . . . . . . | Ctr. | 10 | 10 | 10 |
| 1 „ „ Fahlerz . . . . . . . | „ | 2,5 | 6 | 10 |

| | | a. | b. | c. |
|---|---|---|---|---|
| Wascheisen . . . . . . . . . . | Ctr. | 0,5 | 1 | 1 |
| Eisenfrischschlacken . . . . . . | „ | 0,4 | — | — |
| Bleischlacken . . . . . . . . . . | „ | 13,5 | 15 | 15 |
| Kupferkieszuschläge, eisenreich . . | „ | -- | $1^1/_2$ | |
| Verhältn. des Werke- und Steinfalles | „ | 5 : 2 | 2 : 1 | 7 : 8 |

Die Eisenfrischschlacken enthalten 25—30 % $\dddot{S}i$ und 67–70 % $\dot{F}e$ = 47—55 % Fe, so dass 1 Ctr. Wascheisen mit 90 % Eisen seinem Eisengehalt nach gleich etwa $1^3/_4$ Ctr. Eisenfrischschlacken ist. Es kostet 1 Ctr. Wascheisen 1 Thlr., 1 Ctr. Eisenfrischschlacken $7^1/_2$ Sgr., 1 Karren Bleischlacken wiegt $1^1/_2$ Ctr.

Das Verschmelzen der Beschickungen geschieht mit Koks in:

a) Halbhohöfen von 6—8 Fuss Höhe über der Form, Höhe der Form über dem Vorherdblech 1 Fuss, Höhe des letzteren über der Hüttensohle 1 Fuss 3 Zoll bis 1 Fuss 6 Zoll, Weite an der Gicht hinten 2 Fuss 6 Zoll, vorn 2 Fuss 2 Zoll. Ueber dem Gichtgewölbe erhebt sich der Schacht noch 25 Fuss hoch als Esse. Die Oefen haben 2 bis 3 gusseiserne Formen, 16 Zoll lang, vorn 1 Zoll 6 Lin. weit, hinten $^1/_2$ Zoll stark mit halbrunder Oeffnung von 1 Zoll 10 Linien lichter Weite und Höhe. Die Formen haben 3° Stechen und sind zu Müsen und Rothenbach Wasserformen. Länge des Vorherdes 5 Fuss, Breite 5—6 Fuss, Weite des Vortiegels 10 Zoll, Tiefe 11 Zoll, Weite der Spur oben 8 Zoll, unten 5 Zoll, Tiefe 9 Zoll. Weite des Stechherdes 15 Zoll, Tiefe 8 Zoll.

b) Die Krummöfen haben 4—$4^1/_2$ Fuss Höhe über den Formen, sind 2 Fuss 4 Zoll tief und bei einer Form 22 Zoll, bei zwei Formen 3 Fuss weit. Die beiden Formen liegen 12 Zoll auseinander und 11—12 Zoll über der Vorherdplatte, welche 15—19 Zoll über der Hüttensohle hoch ist.

Die Oefen werden als Sumpföfen zugemacht; dabei verbraucht man 2—3 Ton. à 4 Scheffel Gestübbe.

Beim normalen Betrieb ist die 4—5 Z. lange Nase vorn sternig; bei $1^1/_2$ Z. Durchmesser der Düsen, welche 5 Z. in der Form zurückliegen, wird Wind von 2—3 Lin. Quecksilberpressung hinzugeführt. Beim Krummofen setzt man auf 1 Trog Koks = 25 Pfd. an 9—10 Tröge à 30 Pfd.

Schicht, so dass 1 Pfd. Koks 12 Pfd. Beschickung trägt. Bei Halbhohöfen setzt man jedesmal 2 Tröge Koks à 25 Pfd. und auf diese 15 Tröge Schicht à 50 Pfd., so dass 15 Pfd. Beschickung auf 1 Pfd. Koks kommen. Gewöhnlich gibt man die eine Hälfte des Satzes vor und die andere nach dem Trog Koks (Vor- und Nachsatz). Man verschmilzt in einem 2förmigen Halbhohofen in 24 Stunden 70—75 Ctr. Erz und mit den Schlackenzuschlägen 150—180 Ctr. Beschickung bei einem Brennmaterialaufwand von 8—9 Ton. Koks, so dass durchschnittlich von 1 Pfd. Koks 10 Pfd. Beschickung getragen werden. In einem 1förmigen Krummofen werden in 24 Stunden 35 Ctr. Erz mit 40 Ctr. Zuschlägen, also 75 Ctr. Beschickung mit 5 Tonnen Koks durchgesetzt; 1 Pfd. Koks trägt 6,8 Pfd. Beschickung. Ein 2förmiger Krummofen verschmilzt in 24 St. 50 Ctr. Erz mit 60 Ctr. Zuschlägen und $7^1/_6$ Ton. Koks, also 7,5 Pfd. Beschickung mit 1 Pfd. Koks. Die Dauer der Schmelzcampagne beträgt bei Halbhohöfen und Krummöfen resp. 6—7 und 4—5 Wochen.

Zur Müsener Hütte wurden in einem Jahre verschmolzen: 5650 Ctr. Bleierze, 1847 Ctr. Fahlerze und 36 Ctr. Kupfererze bei einem Aufwand von 1209 Ton. Koks à 20 Sgr., 34 Ton. Holzkohlen à 25 Sgr., 265 Ctr. Wascheisen à 1 Thlr., 245 Ctr. Eisenfrischschlacken à 4 Sgr., 20 Karren Lehm à 2 Sgr., 60 Karren Bausteinen à 7 Sgr. 10 Pfg., 300 Scheffel Stübbe, 15 Ctr. Thonschiefer à 1 Sgr.

Producte. An Producten erfolgen beim Erzschmelzen:

a) Werkblei mit 5% fremden Beimengungen, nämlich $1-1^1/_2$% Cu, 3—4% Sb und As, nebst Steintheilchen, Silbergehalt 6—12, zuweilen 14 Lth.; zum Abtreiben, welches bei dem Antimongehalt der Werke lange Zeit in Anspruch nimmt.

b) Bleistein mit etwa 35% Pb, 5—6% Sb und As, 6—8% Cu und 4—6 Lth. Ag. Der Silbergehalt im Blei des Werkbleies verhält sich zu dem im Blei des Bleisteins wie 2 : 3, so dass letzteres $1^1/_2$ mal so reich ist. Der Stein kommt zu den umfangreichen Steinarbeiten.

c) Bleispeise, zuweilen.

d) Ofenbruch mit 30—40% Blei und $1-1^1/_2$ Lth. Sil-

ber, kommt nebst der verwaschenen Schur zum ersten Bleisteindurchstechen.

e) Bleischlacken, im reinen Zustande Singulosilicate mit $1^1/_2$—2, selten bis 3 % Blei. Dieselben werden theils abgesetzt, theils bei den verschiedenen Arbeiten mit zugeschlagen. Die unreinen Schlacken gehn sämmtlich ins Schmelzen zurück.

Die Bleisteinarbeiten bezwecken die möglichst vollständige Abscheidung des Blei- und Silbergehaltes und die Concentration des Kupfers in einem Stein. Bleisteinarbeiten.

Der Bleistein wird gemeinschaftlich mit dem ersten Abstrich vom Treiben, welcher 40—50 % Pb, 6—8 % Cu und 9—12 % Sb und As enthält, in 2 Feuern zugebrannt, indem man faustgrosse Stücke davon in 2 Lagen von 15—18 und 8—10 Zoll mit einer Zwischenlage von Koks und Holzkohlen aufs Holz bringt. Nach 8—14 Tagen wird der Haufen ins zweite Feuer gewandt, wobei man die ausgesaigerten Bleistücke aushält und dieselben demnächst ins Schmelzen gibt. Die zweite Röstung dauert 8 Tage. Auf 100 Ctr. rohes Röstgut gehen 0,28 Klftr. Röstcholz und 5,56 Ton. Holzkohlen. Röstung.

1. Steindurchstechen. Das Röstgut wird mit den von sämmtlichen Schmelzoperationen erfolgten ungerösteten Ofenbrüchen und Geschur, sowie ausserdem, je nach den Vorräthen, mit gerösteten silberhaltigen Kupfererzen beschickt. Um den Silbergehalt im Stein möglichst herabzubringen und weniger basische Schlacken zu erzeugen, gibt man keine Zuschläge von Roheisen. Schmelzen.

Eine beschickte Schicht hat auf den Hütten zu Müsen (a), Rothenbach (b) und Lohe (c) nachstehende Zusammensetzung:

| | | a | b | c |
|---|---|---|---|---|
| Bleistein . . | Ctr. | $9^1/_2$ | 9 | 8 |
| Abstrich . . . | „ | $^1/_2$ | 1 | 2 |
| Ofenbruch . | „ | 2—3 | $3^1/_2$ | 2 |
| Kupfererze . | „ | 2—3 | — | $4^1/_2$ |
| Bleierzschlacken | „ | $7^1/_2$ | $7^1/_2$ | $10^1/_2$. |

Man nimmt das Bleisteindurchstechen gewöhnlich nach einem Glätte- oder Abstrichfrischen oder nach 4—6 tägigem Erzschmelzen im Krummofen vor, weil bei einem frisch an-

gehängten Ofen die Entsilberung und Concentration des Steines wegen der anfangs leichten Sätze und des öfteren Abstechens weniger vollständig stattfindet, als in einem bereits normal gehenden Ofen. Bei gutem Gange setzt man bei 4—5 Zoll langer Nase, dunkler Gicht und etwas weniger frischer Schlacke, als beim Erzschmelzen, auf 1 Trog Koks zu 25 Pfd. an 12—15 Tröge à 30 Pfd. Beschickung, so dass 1 Pfd. Koks 12—14 Pfd. Beschickung trägt. Man schmilzt täglich im 1förmigen Ofen 40 Ctr., im 2förmigen 50—60 Ctr. Beschickung ohne Schlacken durch, bei einem Aufwand von 4—5 Ton. Koks.

Als Producte erfolgen: Werkblei mit 8—10 Lth. Ag, kupfer- und antimonreicher, als vom Erzschmelzen; Bleistein mit 20% Pb, 15—20% Cu und 5—6 Lth. Ag; Ofenbrüche und Schlacken mit 1—1½% Pb, weniger basisch und dünnflüssig, als beim Erzschmelzen.

2. Steindurchstechen. Der zweite Bleistein wird, wie der erste, in zwei Feuern geröstet, wobei auf 100 Ctr. Stein 0,37 Klftr. Holz und 5,61 Ton. Kohlen gehen. Das Röstgut wird für sich allein oder besser mit 1mal gerösteten silberhaltigen Kupfererzen, nöthigenfalls bei Thonschieferzuschlag verschmolzen; ein solcher ist unnöthig, wenn man 2—5% quarzige Kupfererze zuschlägt.

Eine beschickte Schicht enthält:

| | | |
|---|---|---|
| 10 | Ctr. | zweiten Bleistein, |
| 3—5 | „ | Kupfererze, |
| 0,2 | „ | Thonschiefer, |
| 9 | „ | Bleierzschlacken. |

Das Verschmelzen derselben findet ebenfalls in einem bereits im Gange gewesenen Krummofen statt, meist in einem Bleierzofen, welcher sich zum weiteren Schmelzen von Erzen nicht mehr eignet. Man reinigt dann nur den Ofen zuvor durch 3—4 Sätze von fremden Substanzen. In 24 Stunden werden 40—50 Ctr. Beschickung ohne Schlacken mit 5—6 Tonnen Koks durchgesetzt und an Producten erhalten: Werkblei mit 10—12 Lth. Ag, reich an Kupfer; Bleistein mit 10—15% Pb und darüber, 30—50% Cu und 5—6 Lth. Ag im Ctr.; Schlacke, dient als Zuschlag bei der Erzarbeit.

3. Steindurchstechen. Dasselbe findet nur dann statt, wenn der Stein mehr als 12 % Pb enthält. Man röstet denselben in 2 Feuern — mit 0,31 Klftr. Holz und 5,40 Ton. Kohlen pro 100 Ctr. — zu und verschmilzt in 24 Stunden 40—50 Ctr. Beschickung ohne Schlacken mit 4—5½ Ton. Koks.

Eine beschickte Schicht enthält:

10 Ctr. Bleistein,
4—6 „ Kupfererze,
10½ „ Bleierzschlacken.

Das davon erfolgende Werkblei enthält 10—12 Lth. Ag, ist sehr kupferreich, aber antimonärmer, als die früheren Sorten. Der Kupferstein mit 45—50 % Cu, 5—10 % Pb und 5—7 Lth. Ag wird entsilbert, indem man ihn in drei nach einander folgenden Schmelzungen mit solchen Quantitäten Glätte oder Herd verschmilzt, dass auf 1 Lth. Silber resp. 8,12 und 15 Pfd. Blei kommen und die Entsilberung in dem Verhältniss von 4 : 2 : 1 abnimmt, so dass der 6löthige Kupferstein zuletzt auf 1—1¼ Lth. Silbergehalt herabgebracht wird. Glätte wird nur dann angewandt, wenn kein Herd vorhanden; letzterer erfordert einen Zuschlag von Thonschiefer.

1. Entsilberung des Kupfersteins. Eine beschickte Schicht enthält:

| | | |
|---|---|---|
| 10 Ctr. Kupferstein<br>8 „ 80 Pfd. Herd<br>0,25—0,50 Ctr. Thonschiefer<br>12 Ctr. Bleischlacken | oder | 10 Ctr. Kupferstein,<br>6 „ 90 Pfd. Glätte,<br>10½ Ctr. Schlacken. |

Man gibt auf 1 Trog Koks 9—12 Tröge Beschickung, setzt in 24 St. im 1förmigen Krummofen 40, im 2förmigen 50 Ctr. Kupferstein excl. Zuschläge mit 5—5½ Ton. Koks durch, so dass auf 1 Pfd. Koks 10—12 Pfd. Beschickung kommen. Man erhält Werkblei mit 6—7 Lth. Silber und Kupferstein mit 3—3½ Lth. Silber.

2. Entsilberung des Kupfersteins. Beschickung:

| | | |
|---|---|---|
| 10 Ctr. Stein,<br>1—2 „ Kupfererze,<br>5,1 „ Herd, | oder | 10 Ctr. Stein,<br>1—2 „ Kupfererze, |

[redacted]



| | | | |
|---|---|---|---|
| 0,8 Ctr. Thonschiefer, | oder | 4 Ctr. Glätte, |
| 12 „ Bleischlacken, | | $10^1/_2$ „ Bleischlacken. |

Schmelzen wie vorhin; Erfolg von $4^1/_2$—5löthigen Werken und Kupferstein mit 2—$2^1/_2$ Lth. Silber.

3. Entsilberung des Kupfersteins. Beschickung:

10 Ctr. Kupferstein,
6,60 „ Herd,
2—3 „ silberarme Kupfererze,
12 „ Bleischlacken,
0,2—0,3 „ Eisenfrischschlacken.

Der entsilberte Kupferstein mit 1—$1^1/_4$ Lth. Silber wird an die Kupferarbeit abgegeben.

Im Jahre 1860 betrug die Production auf den drei Hütten:

| | Silber. Pfd. | Blei. Ctr. | Glätte. Ctr. | Kupfer. Ctr. |
|---|---|---|---|---|
| Loher Hütte . . . | 2117 | 1428 | 10130 | 558. |
| Müsener Hütte . . | 836 | 302 | 2805 | 394. |
| Rothenbacher Hütte | 1940 | 701 | 1385 | 523. |

Französische Hütten.

F. Auf verschiedenen französishcen Hüttenwerken ist die Röstreductionsarbeit in Anwendung, wie nachstehende Beispiele zeigen:

Pontgibaud. Erze.

I. Zu Pontgibaud[1]) kommen Schliege mit Beimengungen von Blende, Schwefelkies, Quarz, Schwerspath und Feldspath zur Verarbeitung, deren Behandlung wegen des verhältnissmässig geringen Bleigehaltes zum Silbergehalt Schwierigkeit macht.[2]) Dieselben geben durchschnittlich 25—36 % Blei und 350—500 Gramm Silber in 100 Kilogr. Werkblei und werden im völlig abgerösteten und zusammengesinterten Zustande in einem Spurofen mit offenem Auge verschmolzen.

1) Dumas, angew. Chem. IV, 280. — Berth., analyt. met. Chem. II, 629, 631, 633, 636, 646. — Erdm., J. f. ök. u. techn. Ch. XIII, 208. — Rivot & Zeppenfeld, déscription des gîtes métallifères, de la préparation mécanique et du traîtement métallurgique des minérais de plomb argentifères de Pontgibaud. Paris 1851. p. 133. Ann. d. min. 4 sér. 5 livr. de 1851. B. u. h. Ztg. 1851. Nr. 17.

2) Erzvorkommen: Cotta, Erzlagerst. II, 418. Erzaufbereitung: B. u. h. Ztg. 1858. S. 32.

Das Rösten der Erze geschah früher in Flammöfen mit einem Rost in der Mitte und zu beiden Seiten Herde, welche in zwei Abtheilungen getheilt waren. In der hintern Abtheilung geschah die Röstung, in der vordern, dem Rost näher gelegenen, das Zusammensintern des Röstgutes. Jeder Herd stand mit Rauchcondensationskammern in Verbindung. Seit 1849 wird ein Ofen mit zwei über einander liegenden Herden angewandt (Bd. I. Taf. X. Fig. 251—253). Der obere Herd zum Rösten ist 10,12 Meter lang, 1,80 Met. breit und 0,45 Met. hoch; der untere zum Zusammensintern der gerösteten Schliege ist 2 Meter lang, 1,60 Meter breit und 0,60 Meter hoch; der abziehende, mit Wasserdampf vermischte Rauch (Analysen Bd. I. S. 804) gelangt in Condensationskammern mit Regen- und Ventilatorvorrichtung (Bd. I. S. 559). Rösten.

Der neue Ofen gestattet eine bedeutende Ersparung an Brennmaterial und eine sehr vollkommene Abröstung. Man verarbeitet in 24 Stunden 7200 Kil. Erz und erhält bei einem Röstverlust von 11—12 % 6300—6500 Kil. Erz in Form von Kuchen, bei einem Aufwand von 1900—2000 Kilogr. Steinkohlen oder 30—31 % vom gerösteten Erz. Die Zusammensetzung des gerösteten Erzes ergibt sich aus folgender Tabelle:

| | | I. | II. | III. |
|---|---|---|---|---|
| | Ṗb | 1,5 | 3,4 | 29,7 |
| | Żn | 0,6 | 0,7 | 3,0 |
| | F̶e | 0,7 | 3,1 | 15,0 |
| | Ba S⃛ | 7,4 | 7,2 | 8,0 |
| | Ṗb S⃛ | 6,7 | 7,1 | 9,5 |
| | Ṗb | 1,4 | 5,7 | 3,2 |
| | S̈i, Quarz, Feldspath | 24,1 | 16,5 | 25,0 |
| an S̈i gebund. | Ṗb | 34,1 | 37,2 | — |
| | Żn | 3,3 | 3,4 | — |
| | Ḟe | 16,3 | 11,0 | — |
| | Ṁg, Ṅa, K̇ | 1,3 | 1,5 | — |
| | Ċa, Ḃa | 1,0 | 1,1 | — |
| | Latus | 98,4 | 97,9 | 93,4 |

| | | | |
|---|---|---|---|
| Transport | 98,4 | 97,9 | 93,4 |
| Sb, As . . . . . . | Spr. | Spr. | 0,4 |
| $\dot{Z}n\,\ddot{S}$ . . . . . . . | — | — | 1,5 |
| $\dot{F}e\,\ddot{S}$ . . . . . . . | — | — | 3,2 |
| | 98,4 | 97,9 | 98,5 |
| Ganzer Bleigehalt | 37,0 | 39,0 | |

I. Röstgut aus dem neuen Ofen, glasig mit porphyrartiger Textur, ohne sichtbare Mengen von Bleiglanz; nach der trockenen Probe mit 35 Kil. Blei und 122 Gramm Silber in 100 Kil.

II. Desgl., blasig, ohne sichtbare Mengen von Bleiglanz mit 36,20 Kil. Blei und 127 Gramm Silber in 100 Kil.

III. Röstgut aus dem obersten Herd.

Der beim Rösten erfolgende Rauch (Bd. I. S. 804) hält in 100 Kil. 52 Kil. Blei und 129 Gramm Silber.

Schmelzöfen. Die Schmelzöfen haben 1,60 Meter Höhe über der Form, 0,45 Met. Tiefe unter der Form, 0,9 Met. Tiefe und 0,6 Met. Weite. Eine beschickte Schicht besteht aus:

Beschickung.

| | | |
|---|---|---|
| 1000 | Kil. | Röstgut, |
| 100 | „ | Flussspath, |
| 240 | „ | Kalkstein, |
| 100 | „ | Eisen, |
| 60 | „ | Treibherd, Abstrich, Abzug, Schur, |
| 500 | „ | Alten reichen Schlacken; |
| 1900 | Kil. | zusammen, |

und wird in 8 Stunden mit 150 Kil. Koks bei einem Aus- [redacted]

schlechter Röstung und enthält in 100 Kil. 63—76 Kil. Blei und 165—175 Gramm Silber.

3) Schacken (Analyse Bd. I. S. 848) mit gewöhnlich 1—3 % Blei, dicht, wenig blasig, grün bis gelblich mit Pechglanz.

4) Rauch (Analyse Bd. I. S. 804) mit 56—62 Kil. Blei und 28—55 Gramm Silber in 100 Kil. Rauch.

Drei Oefen verschmelzen in 24 Stunden 9000—10000 Kil. geröstetes Erz und produciren 2500—3000 Kil. Werkblei.

II. Nachdem die Gruben zu Villefort im Lozeredepartement eingestellt, wurde der Hüttenbetrieb [1]) von dort nach Vialas [2]) verlegt. Die daselbst verschmolzenen. in der Umgegend von Vialas mit Quarz und Thonschiefer, wenig Blende, Schwefelkies, Kalk, Eisenspath und Schwerspath einbrechenden Bleiglanze [3]) enthalten im aufbereiteten Zustande 42 % Blei und 450 Gramm Silber in 100 Kil. Vialas. Erze.

Die zerkleinten Erze werden in Posten von 1 Tonne (1000 Kil.) gattirtem Erz mit 0,080 Ton. Rauch und pulverförmigen bleiischen Producten secundären Ursprungs von der vorigjährigen Arbeit in Flammöfen (Taf. II. Fig. 47, 48) geröstet. Rösten.

Man bringt das Erz auf dem Herd *b* allmälig in dunkle Rothglühhitze, öffnet nach 2 Stunden die Luftzuführungscanäle *a* und beginnt nach 4 Stunden vom Anfang der Operation an ein fortwährendes 6 stündiges Umkrählen und Translociren des Erzes bei allmälig gesteigerter Hitze. Dann wird scharf und anhaltend bei geschlossenen Zügen *a* und zugesetzten Arbeitsthüren *c* gefeuert, um das Erz zum Fritten zu bringen und die schwefelsauren Salze durch die kieseligen Beimengungen zu zerlegen. Nach 2 Stunden werden die erweichenden Massen an der Feuerbrücke aufgebrochen und die Operation von Viertel- zu Viertelstunde wiederholt.

1) Karst., Arch. 1 R. XII, 416. — Karst., Met. V, 148. — Wehrle, Hüttenkde. II, 234. Ann. d. min. 1 sér. IV. 717, 753. — Lan in: Ann. d. min. 1855. livr. 1. p. 18. —
2) Lan in: Ann. d. min. 1854. liv. 6; 1855. livr. 2. p. 390. — Rivot, Métallurgie du Plomb et de l'Argent. 1860. p. 570.
3) Erzvorkommen: Cotta, Erzlagerst. II, 417.

Die Feuerung wird so geleitet, dass kein völliger Fluss eintritt. Sobald ein Theil der Charge hinreichend gefrittet ist, wird er aus dem Ofen gezogen, während der übrige Theil der Post nach der Feuerbrücke geschafft, hier ebenfalls zum Fritten gebracht und dann ausgezogen wird. So fährt man fort, bis der Ofen allmälig entleert ist. Die Operation des Frittens dauert etwa 6 Stunden und die ganze Röstung an 16 Stunden. In 2 Tagen kann man 3 Ton. Erz mit 1,000 bis 1,100 Kil. Steinkohlen abrösten. Das ausgezogene poröse Röstgut wird mit Wasser abgekühlt und in Stücke zerschlagen. Der Röstverlust beträgt etwa 20 %. Die Röstkosten betragen pro Tonne Erz 15 Fr. 93 C.

Schmelzen. Die Erzbeschickung hat folgende Zusammensetzung:

| | |
|---|---|
| Geröstetes Erz . | 1,000 |
| Schwerspath . . | 40 |
| Spatheisenstein . | 35 |
| Abstrich u. Herd | 170 |
| Erzschlacken . | 400 |
| | 1,645 |

Die Reduction der Erze in den kleinen Oefen geschieht hauptsächlich durch die Wirkung des Brennmaterials (S. 175); Schwerspath wirkt als Fluss- und Reductionsmittel (S. 175), das Eisenerz hauptsächlich als Flussmittel bei dem schnellen Schmelzen. Die Schmelzöfen sind kleine Sumpföfen von 1,50 M. Höhe über der Form, 0,85 M. Tiefe und 0,65 M. Weite. Die Brust geht 0,10 Met. tiefer, als die Form; der tiefste Punct des Sumpfes liegt 0,45 M. unter letzterer und 0,35 M. unter der Brust. Der Vortiegel ragt 0,25 M. vor der Vorwand hinaus. Der Vorherd ist 1,45 M. breit und 2 M. lang, der Stechherd hat 0,75 M. Durchmesser. Der Wind gelangt durch eine 0,04 M. weite Düse bei 0,025 M. Quecksilberpressung in den Ofen. Die Oefen stehen an der Gicht mit einem horizontalen Canal in Verbindung, aus welchem Gase und Dämpfe durch einen geneigten Fuchs in zwei grosse Condensationskammern von 36 und 60 Cubikmeter Inhalt treten. Von hier aus passiren sie eine Reihe von Canälen am Gebirgsabhang und ziehen zuletzt in eine 12 M. hohe und 0,60 M. weite Esse. Die Canäle haben im Querschnitt 1 Q.-M. und ihre ganze Länge beträgt an 300 M.

Der Gipfel der Esse liegt wenigstens 60 M. über den Oefen, welche sämmtlich ihre Dämpfe hineinschicken.

Das normale Schmelzen findet bei 0,15—0,20 M. langer Nase, dunkler Gicht und 7—8 Kilogr. Luft pro Min. mit Koks statt. Die Campagnen dauern 8—13 Tage. In einer solchen von 10 Tag. 12 St. brachte man aus 90,19 Ton. Beschickung mit 34,33 Ton. Blei und 122,420 Kil. Silber aus: 25,50 Ton. Werkblei mit 117,30 Kil. Silber, so dass der Bleiverlust, ohne den Metallgehalt im Rauch in Rücksicht zu ziehen, 24 %, der Silberverlust 4,20 % beträgt. Man verbrauchte im Ganzen 14,90 Ton. Koks oder 27 Theile auf 100 geröstetes Erz und 16,50 auf 100 Beschickung. Die Schmelzkosten pro Ton. Erz betragen 21 Fr. 10,7 Cent. und man erhält von 1 Ton. Erz 0,438 Ton. Werkblei mit 1,897 Kil. Silber. Stein bildet sich nur wenig; derselbe wird theils vom Werkblei abgeschäumt und kommt zur Erzröstung, theils bleibt er an den Schlacken haften und geht mit diesen ins Schmelzen zurück. Die reinen Schlacken halten bis 2 % Blei. Ausweis.

Die Röst- und Schmelzkosten pro Tonne Erze betragen:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| an Arbeitslöhnen | . . . . | 9 Fr. | 905 C. |
| „ Brennmaterial, | 0,595 Ton. | 21 „ | 015 „ |
| „ Zuschlägen | . 0,070 „ | 1 „ | 450 „ |
| „ versch. Kosten | . . . . | 4 „ | 666 „ |
| | | 37 Fr. | 036 C. |

Der Metallverlust pro Tonne Erz beträgt zusammen 0,059 Ton. Blei und 0,0298 Kil. Silber.

Man verschmilzt jährlich an 520 Ton. geröstete Erze, 22 Ton. Abstrich und Glätte, 33 Ton. Herd, 22 Ton. Schwerspath und 19 Ton. Eisenstein, ausserdem noch Schlacken, und erhält davon 253 Ton. Werkblei mit 1138,50 Kil. Silber. Das Werkblei wird abgetrieben, das Blicksilber in Graphittiegeln raffinirt, rothe und gelbe Glätte, durch Trommeln separirt, in den Handel gegeben und alle andern Producte gehen ins Schmelzen zurück.

Im Jahre 1855/56 wurden 665700 Kil. Schliege mit durchschn. 50 % und 0,230 % Ag abgeröstet mit 389350 Kil. Steinkohlen; 640100 Kil. Röstgut und 214100 Kil. Abstrich, Herd etc. gaben mit 334000 Kil. Koks 336500 Kil. Werkblei.

Davon erfolgten beim Abtreiben 1556 Kil. Silber, 71119 Kil. rothe Glätte, 169617 Kil. gelbe Glätte, 9707 Kil. unreine Glätte und 30400 Kil. Abstrich.

Hütten an den Rhonemündungen.

III. In den Hütten des Departements der Rhonemündungen[1]) werden Erze aus dem mittägigen Frankreich, aus Algier, Corsika, Spanien, Italien etc. verschmolzen,

Erze.

welche zu Marseille auf den Markt kommen. Dieselben müssen wenigstens 40 — 50 % Blei enthalten, namentlich, wenn ihr Silbergehalt nicht hinreichend hoch ist. Die bleireicheren, kieselsäurearmen Bleiglanze werden theils in Flammöfen nach französischer Methode, die kieselerdereicheren aber im Vienner Ofen (S. 93) oder nach vorheriger Röstung in Schachtöfen verschmolzen.

Rösten.

Das Rösten der Erze geschieht

1) in einfachen Flammöfen (Escalette und des Goutes) mit einem Feuerungsraum, deren Herd etwa 3,8 M. lang und 2,5 M. breit, und in solchen mit zwei Feuerungen (Septèmes), welche 5 M. lange und 3 M. breite Herde haben. Die Höhe des Gewölbes beträgt mitten über dem Herd 0,5 M. Man röstet in einem solchen Ofen in 24 St. 4500—6000 Kil. Erze mit 10—12 % Steinkohlen in 18 Stunden ab.

2) in Doppelöfen (Taf. I. Fig. 17) wie zu Escalette und St. Louis. Man röstet Posten von 1300 Kil. in 8 Stunden ab und braucht auf 1000 Kil. Erz 400 Kil. Lignit. Zu Septèmes wird das Erz auf dem vorderen Herd geröstet, auf dem hinteren gefrittet. Man führt in 12 Stunden 3 Operationen, jede mit 800 Kil. Erz aus.

3) Röststadeln (St. Louis, Catalanhütten), 2,50 M. lang, 2,00 M. weit und 2,10 M. hoch. Die Stadeln nehmen 14—15000 Kil. Erz in Stücken mit Zwischenlagen von 1500 Kil. Fichtenholz auf.

Schmelzen.

Das Verschmelzen der Erze geschieht in ein- und mehrförmigen Halbhohöfen, nach Art der Spuröfen zugemacht. Das Niveau der Formen kann zuweilen verändert werden (Escalettehütte Taf. II. Fig. 49, 50), auch bringt man wohl am Schachte eine verlorne Thür an, um nöthigenfalls den Halbhohofen als Krummofen zu benutzen (Catalanhütten). Die

1) M. L. Simonin in: Bullet. de la société de l'industrie minérale. St. Etienne. Tom. II. p. 406.

früheren Zugschachtöfen (atmosphärische Oefen) sind wieder ausser Gebrauch gekommen, weil die Verbrennung zu energisch war.

Auf den Catalanhütten enthält die Beschickung 4 Schaufeln voll Erz, 4 Koks, 2 Bleischlacken und $^1/_2$ Eisenschlakken. Man schmilzt in 24 St. 3000 Kil. Erz mit 1000 Kil. Koks durch. Der Spurofen ist 1,8 M. hoch über der Form, 0,8 M. breit und 0,6 M. tief. Je nach der Beschaffenheit der Erze variirt der Zuschlag von Eisenschlacken auf den verschiedenen Hütten (Septèmes, St. Louis).

Toskana. Erz. G. Auf der Hütte zu Bottino[1]) in Toskana werden ganz freie Bleiglanze[2]) mit 55—64 % Blei in Flammöfen (S. 89), dagegen quarzige mit 42—45 % Blei nach vorheriger Röstung in Schachtöfen verschmolzen. Man röstet in einem Doppelofen (Taf. I. Fig. 17) Posten von 666 Kil. 8 Stunden in der vordersten Abtheilung des Ofens, dann 8 Stunden auf der hintern bei 6,30 % Röstverlust. (Rösten.)

Schmelzen. Das Röstgut wird in 3 M. hohen, 1 M. tiefen und 0,5 M. breiten Oefen verschmolzen, und zwar macht man stündlich 4 Chargen, jede bestehend aus 5 Trögen à 15—20 Kil. Erz und 5—6 Trögen à 12—15 Kil. Eisenfrisch- und armen Bleischlacken. In 9 Campagnen verschmolz man 131879 Kil. Erz mit 42 % Pb, 3683 Kil. Glättfrischschlacken mit 15 % Pb, 2768 Kil. Flammofenschlacken mit 20 % Pb, 14506 Kil. Herd mit 50 % Pb und 40766 Kil. Eisenfrischschlacken. Man erhielt davon mit 83100 Kil. Holzkohlen und 8236 Kil. Koks 58563 Kil. Werkblei und in 24 St. an 1500—2000 Kil. Stein mit 19—20 % Pb, welcher ins Schmelzen zurückgegeben wird. Wegen zu geringen Zuschlages von Eisenfrischschlacken und zu starken Zuges an der Gicht findet ein beträchtlicher Bleiverlust statt.

Spanien. H. In Spanien werden an verschiedenen Orten Bleierze ausser in Flammöfen (S. 76) und ohne vorherige Rö-

1) Caillaux in: Bullet. de la société de l'industrie minérale, St. Etienne. II, 676, 694. — Haupt, Bergwerksindustrie in Toskana: B. u. h. Ztg. 1856. S. 1. — Ann. d. min. 1858. livr. 6. p. 579.

2) Erzvorkommen: Cotta, Erzlagerst. II, 374. B. u. h. Ztg. 1861. S. 406.

stung (§. 33 C.) auch im gerösteten Zustande verhüttet, z. B. zu Carmélita.[1])

Die einförmigen Sumpföfen von Carmélita, 1,50 Meter hoch, 0,68 Met. weit und 0,85—0,90 M. tief und sich nach unten etwas verjüngend, erhalten durch einen Ventilator 7—8 Cubikmet. Luft pro Min. Der Röstherd ist etwa 3 M. lang, 1,65 M. breit und in 1,65 M. Höhe darüber das Gewölbe. Der Herd fasst 5—600 Ctr.; die Röstung wird 12—14 Tage lang fortgesetzt. Die Beschickung für den Schmelzofen besteht aus 100 Ctrn. geröstetem Bleiglanz mit durchschnittlich 18 % Blei, 6 Ctrn. rohem Bleiglanz, 4 Ctrn. Glätte mit 80—85 % Blei, ferner 10 Ctrn. bleiischem Herd etc. mit 60 % Blei und 70 Ctrn. Schlacken, zusammen 8750 Kilogr. Dieselbe wird mit 28 Ctr. = 1300 Kil. Koks in 24 Stunden verschmolzen auf 750—900 Kil. Werkblei, welches 4—500 Gramm Silber in 100 Kil. enthält. Das Ausbringen aus dem Erz beträgt 9—10 %, aus der ganzen Beschickung 15—16 %; Kosten auf 100 Kil. Erz 2,708 Fr., auf 100 Kil. Blei 17,170 Fr.; 15—16 % Koks gehen auf die Beschickung und 1,50—1,65 Theile auf 1 Thl. Metall.

§. 28. Beispiele für die Zugutemachung bleireicherer Erze mit Erden oder wenig fremden Schwefelungen.

Commern. Erze.

A. Schmelzprozesse bei Commern.[2]) Im Knotensandstein, dem untersten Gliede der am Bleiberge bei Commern in der Eifel auftretenden und der Silurgrauwacke muldenförmig aufgelagerten Buntsandstein-Formation findet sich Bleiglanz[3]) in gröbern und feineren Körnern (Knoten) in grössern Lagern eingesprengt, während sich wieder

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 62.

2) Karst., Arch. IX, 60. — Karst., Met. V, 150. Wehrle, Hüttenkunde II, 233. Russegg. Reisen IV, 380. Bergemann, chem. Untersuchung der Mineral- u. Hüttenproducte des Bleiberges, Bonn 1830. Tunner's Jahrbuch II. Jahrg. S. 56. 1852. Handschriftliche Mittheilungen des Berg- und Hütteningenieurs J. Best. Rivot, Metallurgie du plomb et de l'argent. 1860. p. 196.

3) Erzvorkommen: v. Dechen, Statist. d. zollv. Deutschl. II, 756. — v. Cotta, Erzlagerst. II, 156.

auf grosse Entfernungen nicht die geringste Spur von Knoten in derselben Formation zeigen. Den Sandstein überlagert ein aus Quarz und Kieselgeschieben bestehendes Conglomerat (Wackendeckel) mit thonigem und quarzigem Bindemittel, an wenig Stellen erzführend. Am Ausgehenden der Lagerung findet sich stellenweise statt Bleiglanz Weissbleierz. Der Bleiglanzgehalt beträgt $^1/_5$—5 %, durchschnittlich 2 % der ganzen Erzmasse mit $1^3/_4$ % Blei, welches 0,007—0,014 % Silber enthält. Bei Düren[1]) am Maubacher Bleiberge hält das ähnliche Erz durchschn. 5 % metallisches Blei.

1) In der Concession Meinertzhagen werden jährlich 340—360,000 Zollctr. aufbereitete Bleierze mit 55—58 % Blei gewonnen, welche zum grössten Theil in Stolberg bei Aachen (S. 228) für Rechnung der dort domicilirten Stolberger und Westphälischen Gesellschaft für Bergbau-, Blei- und Zinkhüttenbetrieb verschmolzen werden; nur ein kleiner Theil dieser Erze wird auf Burgfeyerhütte für eigene Rechnung des Mechernicher Bergwerks-Actien-Vereins verschmolzen und zur Schrotfabrikation verwandt, welch letztere etwa 2500—3000 Zollctr. Schrot liefert. An Glasurerzen werden jährlich etwa 35—40000 Zollctr. à 3 Thlr. 20 Sgr. bis 3 Thlr. 25 Sgr. in den Handel gebracht. **Burgfeyer Hütte.**

Die zur genannten Hütte gelieferten Schmelzschliege werden mit 3 % Kalk angeknetet, in Ziegel geformt und diese an der Luft getrocknet, wobei dieselben in Folge der Bildung von Kalksilicat sehr hart werden. Das Schmelzen der in faustgrosse Stücke zerschlagenen Erze geschieht in zwei $4^1/_2$ Fuss hohen, 20 Zoll tiefen und 14 Z. breiten Krummöfen, an deren Stelle ein Hohofen treten soll. Man schmilzt täglich 35 Ctr. Letten (Schlamm mit 32—35 % Pb), 10 Ctr. Vorschlag (Schliege mit 58—60 % Pb) und 50 Ctr. Eisenfrischschlacken mit 22 Ctr. Koks durch und erhält 1400 Pfd. Blei für die Schrotfabrikation.

2) Auf der Bleihütte in der Mühlengasse[2]) bei Commern (Eigenthum der Gewerkschaft PIRATH ET JUNG) werden in der Concession Peterhaide gewonnene Erze zu- **Mühlengasser Hütte.**

1) LEONH. Jahrb. 1861. Hft. 5. S. 609.
2) Preuss. Ztschr. 1859. VII, 226.

[redacted]



gutegemacht, deren Menge zwischen $\frac{1}{2}$ und $\frac{2}{3}$ der Produ
**Rösten.** tion in der Concession Meinertzhagen beträgt. Die Ern werden auf der Grube Peterhaide in 3 Flammöfen mit 2 Fuss langem und 12 F. breitem Herde geröstet, über desse Mitte das Gewölbe 2 F. hoch ist. Die Oefen haben 8 Ar beitsöffnungen an jeder Seite.

Nachdem die Schliege 2—3 Tage lang auf einem Herd von Eisenplatten getrocknet worden, werden sie unter Zu schlag von 3—5 %, selten 10 % Kalk zur Röstung gegeben und zwar wird ein Posten Schlieg von 43—53 Ctr. auf den hintern Theil des Herdes ausgebreitet und allmälig mit gros sen eisernen Schaufeln der Feuerbrücke zugerückt, wo ein solche Temperatur herrscht, dass die Masse in Fluss komm Alle 6 Stunden wird dieselbe in Quantitäten von 40—5 Ctrn., je nach dem Bleigehalt der Schliege, aus dem Ofe gelassen, worauf man die noch im Ofen befindlichen 5 Röst posten der Reihe nach der Ausflussöffnung um die Entfer nung zweier Arbeitsthüren in einem Zeitraum von 3 Stun den näher rückt und eine neue Post einbringt, welche als 36 Stunden im Ofen bleiben muss. Jeder Ofen hält som 6 Posten.

Die Masse darf nicht zu dünnflüssig werden, weil sons leicht metallisches Blei entsteht, die Bleiverflüchtigung grös ser wird und das Röstgut leicht zum Ofen herausfliesst. De Verschlackungsraum ist nach der mit einer Thür verschlo senen Ausflussöffnung um 4 Zoll geneigt. Hat die Mass die gehörige Consistenz, steigen keine Blasen mehr aus de selben auf, zeigt sich eine gleichmässige Verschlackung, ohn dass Klumpen, Blasen und rohes Erz darin vorhanden sin so zieht man sie in den Sumpf und lässt die schlackig Masse in dicker Breiconsistenz in eine auf Rädern ruhend gusseiserne Form von 3 Fuss Länge, $1\frac{1}{2}$ F. Breite und Zoll Höhe einfliessen. Nach dem Erkalten der Masse lasse sich die eisernen Umfassungswände leicht wegnehmen, w durch das Abladen erleichtert wird. Fliesst die Masse nich leicht aus, so muss mit einem Krätzer nachgeholfen werde Ist der Wagen gefüllt, so drückt man mit demselben Kr tzer das Erz in den Ofen zurück, streut geschwind etwa Kohlenstaub oder besser etwas gebrannten Kalkstein vor d

Thüröffnung und setzt die Thür wieder ein. Es backt alsdann das Erz in der Thüröffnung nicht an und verursacht beim nächsten Ablassen (Abschlagen) keine Schwierigkeiten. Man schlägt in einer 12stündigen Schicht 4—5 mal ab. In 24 Stunden werden 160—200 Ctr. Röstgut mit 25—36, durchschnittlich 32 Scheffel Steinkohlen erhalten. 2 Arbeiter bedienen den Ofen in 12stündigen Schichten. Die Dämpfe gelangen durch einen 360 Fuss langen, 12 Fuss breiten und 22 F. hohen Condensationsraum in eine 132 F. hohe und 4 F. weite Esse. Der Verlust beim Rösten beträgt ohne Berücksichtigung des Metallgehaltes im Flugstaub an 7 %.

Das Schlackenrösten wird durch die Anwesenheit von Weissbleierz beschleunigt und erfordert deshalb weniger Brennmaterial und Arbeitslöhne, als das gewöhnliche Rösten, eine Ersparung, welche bei dem geringen Silbergehalt des Erzes wesentlich ist.

Das Verschmelzen der in Stücke zerschlagenen schlakkigen Masse geschieht in 4 zweiförmigen Halbhohöfen von 16 Fuss Höhe, 4 F. Weite und 4 F. Tiefe, als Tiegelöfen zugemacht. Die abziehenden Gase und Dämpfe treten in eine grosse Flugstaubkammer, welche in 20 Fuss Höhe über dem Tiegel des Ofens liegt. Der vorhandene Krummofen ist 5 Fuss 2 Zoll hoch und 21 Z. breit, ebenfalls als Tiegelofen zugemacht. Man gibt im Halbhohofen alle halbe Stunde 2 Kübel à $1^1/_4$ Scheffel Röstgut (1 Kübel = 280 Pfd.), 3 Kübel Bleischlacken à 200 Pfd. und 1 Kübel = 175 Pfd. Eisenstein mit 4 Kübel Koks auf und gewinnt in einer 8stündigen Schicht 18 Blöcke Blei à 124 Pfd. In 1 Campagne von 6 Wochen liefert ein Ofen 31248 Pfd. Blei. Der Krummofen producirt in 5wöchentlicher Campagne 200 Blöcke oder 24800 Pfd. Blei. Schmelze

Da die Beschickungsbestandtheile nicht gewogen, sondern gemessen werden, so schwanken die Angaben. Nach der preuss. Ztschr. VII, 226 werden 100 Ctr. geröstete und mit 10 % Kalk vorläufig verschlackte Bleierze mit 25 Ctr. kalkreichen oolithischen Rotheisensteinen, 95 Ctr. alten Bleischlacken und 3 Ctr. Wascheisen bei einer Windpressung von 26 Quecksilberlinien mit 500 Cbkfss. Wind aus den

beiden Düsen durchgesetzt, und zwar in 24 Stunden 190—200 Ctr. Erz bei einem Erfolg von etwa 100 Blöcken Blei à 1 Ctr. Der Rotheisenstein ist mit bestem Erfolg an die Stelle der früher angewandten Eisenfrischschlacken getreten; die Beschickung bestand früher aus 100 Ctr. Erz, 141 Ctr. Eisenfrischschlacken, 8 Ctr. Kalk und 5 Ctr. Wascheisen. Letzteres soll zur möglichsten Verminderung eines Bleisteinfalles beitragen.

Das Werkblei mit $^4/_5$ Lth. Silber im Ctr. wird durch Pattinsoniren auf 24—26 Lth. angereichert und dann abgetrieben. Der Bleistein, dessen Fall möglichst vermieden wird, hält bis 23% Blei. Alle Versuche, denselben vortheilhaft zu verschmelzen, sind bis jetzt fehlgeschlagen. Derselbe soll durch längeres Liegen an der Luft mürbe werden, worauf man ihn pochen, rösten und verschmelzen wird.

Die Schlacken fliessen aus dem Auge in auf zweirädrigen Wagen hängende gusseiserne Töpfe von etwa 20 Zoll Höhe, 13 Z. oberem und 5 Z. unterem Durchmesser, auf deren Boden mechanisch mit fortgerissenes Werkblei und Stein sich absetzen. Die Schlacke wird, was bei der Tiegelofenconstruction möglich ist (S. 177), zum grössten Theil abgesetzt.

Den Ofenbruch gibt man in die nächste Campagne und der Rauch wird vorher zum Fritten gebracht. Von 2 Schmelzöfen erfolgen in 6 Wochen aus dem Rauch 25—30 Blöcke Blei.

Die Bleiverflüchtigung ist bei der Bruchstückform der gefritteten Erze gering, dagegen lässt sich eine Bildung von Eisensauen durch theilweise Reduction des Rotheisensteins nicht umgehen.

Im Jahre 1860 wurden $625\frac{1}{2}$ Pfd. Silber und 37655 Ctr. Blei producirt.

Münsterbusch. B. Zu Münsterbusch[1]) bei Stolberg unweit Aachen

1) Ueber den Stolberg-Westphälischen Actienverein, sowie über die Actiengesellschaften für Bergwerks- und Hüttenbetrieb im preuss. Staate siehe Carnall's Zeitschr. f. d. B. u. Hüttn. und Salinenwesen in dem preuss. Staate. II. Bd. 1. Lief. S. 102. (1854). — Ueber die Bleihütten bei Stolberg. Ibid. I. Bd. 2. Lief. S. 181. IX. Bd. S. 341.

verschmilzt man den in der Stolberger Gegend (Grube Diepenlinchen) mit Galmei, Zinkblende und wenig Schwefelkies nebst Kalkspath und wenig Quarz in stockförmigen Lagerstätten an der Grenze des Steinkohlengebirges vorkommenden Bleiglanz [1]), sowie auch Bleiglanz aus Commern in der Eifel (S. 224) mit 50% Blei und 30% Quarz. Mit dem Bleiglanze kommt in untergeordneter Menge Weissbleierz zur Verschmelzung. Die Erze werden in Gräupel- und Schliegform zur Hütte geliefert, und geben die Stolberger für sich verarbeitet ein Werkblei mit nahe 1¾ Lth. Silber, die aus der Eifel ein solches mit etwa ¾ Lth. Silber in 100 Pfd.; Kupfer enthalten die Erze nicht. Die zur Verhüttung kommende Erzgattirung enthält 55 % Blei und ¾ Lth. Silber im Ctr. **Erze.**

Die Erze von Diepenlinchen werden, wie zu Binsfeldhammerhütte (S. 88), dagegen die Commerner Erze wie zu Commern (S. 226) abgeröstet. Die Oefen haben nur eine Sohle, sind aber sehr gross und lang und an der Feuerbrücke mit einem Sumpfe versehen, in welchem das Röstgut nach 36stündigem Aufenthalt im Ofen zum völligen Fluss gebracht wird, worauf man dasselbe in einen Wagen absticht. Man röstet in 24 Stunden 160—200 Ctr. Erz mit 22 Scheffel gemengten Grob- und Grieskohlen und 4 Ctr. Stückkohlen, bei etwa 6 Thlr. 15 Sgr. Röstkosten. Das Röstgut enthält 60—70 % Bleioxyd, hat einen glasigen Bruch, Fettglanz und ein durchaus homogenes Ansehn. **Rösten.**

Nach EICH enthielt solches verschlacktes Röstgut

| | |
|---|---|
| Kieselerde | 18,18, |
| Thonerde | 3,87, |
| Eisenoxyd | 2,56, |
| Bleioxyd . | 71,80, |
| Kalkerde . | 1,12, |
| Magnesia | 0,37, |
| Schwefel . | 0,49. |

Behuf der Verschmelzung werden 100 Erz mit 80 Eisenfrischschlacke und 4—5 Kalkstein beschickt und mit 24—25 Koks in zweiförmigen Tiegelöfen (Bd. I. S. 437) **Schmelz[en].**

1) Erzvorkommen: COTTA, Erzlagerst. II, 135.

durchgeschmolzen, welche neuerdings etwas grössere D
sionen erhalten haben. Man führt jedem Ofen pro M
Cubikmeter = 323,6 Cbkfss. Wind mit 15—16 Zoll W
pressung pro Min. zu. Eine Ofencampagne dauert 2—
nate. 8 Oefen verbrauchen in 24 Stunden etwa 1100—
Ctr. Erz und 300 Ctr. Koks. Man erhält in 24 St
durchschnittlich 60—70 Blöcke à 120—130 Pfd. Wer
zum Pattinsoniren; 8100 Ctr. Erz lieferten 4000 Ctr.
Man sticht das Blei alle 4 Stunden ab.

An Bleistein erfolgt bei gutem Ofengange etw
1 % und wird derselbe geröstet beim Schmelzen wied
geschlagen oder bei einem Kupfergehalt von 3—4 % zu
terer Verarbeitung auf dieses Metall aufbewahrt. Ma
Condensationscanäle mit Esse dienen, wie auf den ü
Stolberger Hütten, zur Condensation des Bleirau
welcher weit silberärmer ist, als das Erz von gleichen
gehalt. Man erhält 1—2 % Flugstaub. Von den Sc
ken wird jeden Tag Probe genommen; bei einem (
über 1/2 % Blei gehen sie ins Schmelzen zurück. Ma
sie in gusseiserne Töpfe von 14 Zoll Weite und 20 Z.
fliessen, welche in zweirädrigen Laufkarren hängen.
die Schlacke hinreichend flüssig, so setzen sich mech
in derselben haftendes Blei und Stein in den Töpfen
den. Die Zusammensetzung einer Münsterbuscher Sc
war nach F. Osann folgende:

| | |
|---|---|
| Kieselerde . | 33,57, |
| Thonerde . | 6,64, |
| Eisenoxydul | 54,93, |
| Kalkerde . | 3,41, |
| Magnesia . | 0,28, |
| Bleioxyd . | 2,04, |
| Zinkoxyd . | 0,11, |
| Schwefel . | 1,53. |

Im Jahre 1860 verarbeitete die Münsterbuscher
hauptsächlich Erze von Commern und Diepenlinche
Stolberg, ausserdem eine sehr geringe Menge auswä
Erze und producirte 2683 Pfd. Silber und 139100 Ctr

1) Preuss. Zeitschr. 1859. VII, 226.

Die Hütte Binsfeldhammer (S. 88) verschmolz 51000 Ctr. Erze mit 55 % Ausbringen an Blei und 300 Gramm Silber im Centner Blei aus dem Dürener Bergwerksbezirk (Breinigerberg); 40000 Ctr. Erze mit 55 % Bleiausbringen und 500 Gramm Silber im Centner Blei aus anderen Bezirken des Preussischen Staats und 2000 Ctr. mit 60 % Bleiausbringen und 200 Gramm Silber im Centner Blei.

Ein dem Münsterbuscher ähnlicher Hüttenprozess wird zu Ramsbeck in Westphalen ausgeführt. Die Metallhütte lieferte im Jahre 1860 an 2755 Pfd. Silber, 39139 Ctr. Kaufblei und 2890 Ctr. Glätte.

C. Emser Hütte. Dieselbe verarbeitet als Schlieg, Graupen und Scheiderz angelieferten silberhaltigen Bleiglanz[1]), welcher Blende, Spatheisenstein und wenig Quarz als Gangarten beigemengt enthält. Der Metallgehalt der Erze schwankt zwischen 40 % Blei und 20 Gramm Silber in 100 Kil. und 65—70 % Blei und 80 Gramm Silber; der grösste Theil der Erze nähert sich dem Durchschnittsgehalt von 50 % Blei und 54 Gramm Silber in 100 Kil. Ems. Erze.

Aus früher erwähnten Gründen (S. 163) wendet man jetzt statt der früher üblichen Niederschlagsarbeit[2]) (S. 160) die Röstreductionsarbeit[3]) an.

Die Röstung der nöthigenfalls durch Walzen in Schliegform gebrachten Erze geschieht in Doppelöfen mit zwei nebeneinander liegenden Herden, welche zusammen 6 Posten à 10 Zollctr. fassen. Alle 4 Stunden wird eine vor der Feuerung zur Sinterung gebrachte Post ausgezogen und sodann eine neue auf den hintern Herd aufgegeben. Man röstet in 24 Stunden 60—70 Ctr. Erz mit 11,5 Ctr. Ruhrkohlen ab und an jedem Ofen sind in einer 12stündigen Schicht 2 Arbeiter beschäftigt. Der Bleiverlust beim Rösten beträgt 6 %. Röstung.

1) Erzvorkommen: Cotta, Erzlagerst. II, 142. v. Dechen, Statistik des zollv. Deutschl. I, 753.
2) Erdm. J. f. ök. u. techn. Chem. XIII, 204. Berthier, metallurg. analyt. Chem., deutsch von Kersten, I, 633, 651.
3) Handschriftliche Mittheilungen vom Hütten-Verwalter Herget zur Emser Hütte.

Man beschickt das Röstgut mit 25 % Puddel- und Schweis ofenschlacken, 75—100 % Bleierzschlacken, 8—10 % Kal und eben soviel metallischem Eisen. Als Surrogate für let teres und die eisenhaltigen Schlacken wendet man, je nac den Vorräthen, mehr oder weniger Spatheisenstein mit 5- 15 % Blei an.

Schmelzen. Das Schmelzen geschieht in zweiförmigen Oefen von de VOGL'schen Construction (S. 108) und folgenden Dimensi nen: in der Formgegend Tiefe 4 Fuss, Weite hinten 5 F vorn 2 F.; an der Gicht: Tiefe 3 F., Weite hinten 3 F vorn 2 F. Höhe des Schachtes über den Formen 14 F Höhe der 1 F. 8 Z. von einander entfernten Formen üb dem tiefsten Punct des Sumpfes 2 F. Die jähe Verengur des Schachtes beginnt 6 F. über den Formen. Die Hinte wand ist ausgeschweift.

Ausweis. Da eine vollständige Durchführung des beabsichtigt Hüttenprozesses noch nicht möglich gewesen ist, so hat e Theil der Erze immer noch roh verschmolzen werden mü sen, was bei dem nachstehenden Ausweis zu berücksich gen ist:

In 9 Campagnen von zusammen 282 Tagen, von der die längste 37, die kürzeste 24 Tage dauerte, wurden ve hüttet:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| rohe Scheiderze | 6960 Ctr. | mit | 3686,44 | Ctr. Blei, |
| geröstete „ | 18305 „ | „ | 9380,91 | „ „ |
| Weissbleierz . | 2459 „ | „ | 1134,66 | „ „ |
| Zusammen | 27724 Ctr. | mit | 14202,01 | Ctr. Blei. |

Hierzu:

| | | |
|---|---|---|
| Eisenspäthige Erze . . . | 7521 Ctr. | mit 605,77 Ctr. Bl |
| Schweiss- und Puddelschlacken | 6663 „ | |
| Kalk . . . . . . . . . . | 3230 „ | |
| Wascheisen . . . . . . . | 2617 „ | |

Ausgebracht wurden bei einem Verbrauch von 5234 C Koks:

| | | | |
|---|---|---|---|
| Werkblei . . . . . | | 12748,38 | Ctr. Blei, |
| Bleistein | 5388 Ctr. mit | 1201,96 | „ „ |
| | zusammen | 13950,34 | Ctr. |

Das Werkblei von der Erz- und Steinarbeit wird g meinschaftlich in Quantitäten von 350 Ctr. mit einem Silbe

gehalt von etwa 108 Gramm pro 100 Kil. in 2förmigen Treiböfen mit 12 Fuss Herddurchmesser bei Holzfeuerung abgetrieben und es erfolgten von 100 Ctr. Werkblei im Jahre 1861:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Abstrich | 6,59 % | mit | 5,89 % | Blei, |
| Herd . | 13,41 „ | „ | 8,72 „ | „ |
| Glätte . | 88,36 „ | „ | 81,99 „ | „ |
| | | Verlust | 3,40 „ | „ |

wobei die Glätte mit 92,8 % Blei angenommen ist. Das erfolgende Blicksilber mit 95 % Silber wird in einem kleinen Flammofen, welcher gerade einen Blick von 30 Pfd. fasst und dessen Mergelherd mit einer eisernen Haube überdeckt ist, bei Birkenholzfeuerung feingebrannt.

Der Bleistein — früher in offenen Haufen geröstet und mit Bleischlacken, Ofenbrüchen, Krätze, bleiischem Herd und Bleischlacken in einem einförmigen Schachtofen verschmolzen — wird jetzt in ungarischen Flammöfen (S. 194) geröstet, um die Röstdämpfe durch einen 500 Fuss langen Canal in eine gemeinschaftliche Esse führen zu können. Der zweite Bleistein mit etwa 12 % Blei wird durch nochmaliges Rösten und Schmelzen auf 3 % Blei herabgebracht und dann abgesetzt. Trotz eines Kupfergehaltes von 1—2 % ist eine Verwerthung desselben nicht möglich gewesen.

---

# II. Abtheilung.

## Zugutemachung oxydirter Erze und Hüttenproducte.

---

## I. Abschnitt.

### Zugutemachung oxydirter Bleierze.

§. 29. Allgemeines. Zu den oxydirten Bleierzen, welche Gegenstand einer metallurgischen Behandlung sind, ist hauptsächlich das kohlensaure Bleioxyd, (Weissbleierz, Bleierde) zu rechnen, seltener kommt der Bleivitriol Erze.

in Betracht. Gewöhnlich kommen die oxydischen Erze nur in untergeordneter Menge mit Bleiglanz vor und wird dann entweder bei der für letzteren ausgewählten Zugutemachungsmethode keine besondere Rücksicht auf erstere genommen (Ruszberg, Holzappel) oder der Prozess zweckentsprechend modificirt (Schlackenrösten zu Commern und Stolberg S. 227). Seltener geschieht eine Verhüttung von Weissbleierzen für sich, und besteht diese alsdann in einem reducirenden Schmelzen in Schacht- oder Flammöfen, nöthigenfalls mit Schlackenzuschlägen.

## I. Theil.

### Zugutemachung von Weissbleierz.

Auswahl der Schmelzmethode.

§. 30. Allgemeines. Je nach der Reichhaltigkeit der Erze, nach den erdigen und metallischen Begleitern und nach localen Materialpreisen wählt man zur Verhüttung von Weissbleierzen entweder Flammofen- oder Schachtofenbetrieb.

### Erstes Kapitel.

## Flammofenbetrieb.

Anwendbarkeit der Methode.

§. 31. Allgemeines. Dieser Methode werden gewöhnlich nur die reichen Erze unterworfen, wenn gleichzeitig die Steinkohlenpreise nicht zu hoch sind.

Flammöfen.

Man bedient sich dazu der Flammöfen mit einem Sumpf oder mit geneigtem Herd (S. 54, 65), deren Dimensionen sich hauptsächlich nach der Flammbarkeit des Brennmaterials richten. Da eine reducirende Wirkung ausgeübt werden soll, so empfiehlt sich eine Steinkohlenfeuerung auf tiefer liegendem Rost (I. 507) und die Herstellung der Arbeitsöffnung unter dem Fuchs (I. 489), damit möglichst wenig unzersetzte Luft auf den Herd gelangt und so eine unnütze Verbrennung des Reductionsmittels verhütet wird.

Beschickung.

Man mengt das zerkleinte Erz mit 7—8 % Holzkohlen- oder Koksklein oder auch mit 13—14 % magerer Steinkohle

oder Braunkohle. Da erstere meist nur bei unmittelbarer Berührung aufs Röstgut einwirken, so bedarf es dabei einer stärkeren Zerkleinerung und innigeren Vermengung, als bei Anwendung von unverkohlten Brennstoffen, aus denen sich in reichlicher Menge reducirende, die Erztheile durchdringende Gase bilden. In Folge dessen wird bei Anwendung letzterer an Zerkleinungskosten gespart, die Reduction tritt bei niederer Temperatur ein und findet rascher statt, und bei dem groben Erzkorn hat man weniger Verlust durch Wegführung von Erztheilen. Man wählt die Stein- oder Braunkohlenstücke so gross, dass sie während der ganzen Reductionsperiode reducirende Gase entlassen. Anthracit wirkt weniger leicht aufs Bleioxyd und erfordert dazu höhere Temperatur.

Die auf der Ofensohle ausgebreitete Erzpost wird bei geschlossener Arbeitsthür mit einer reducirenden Flamme unter öfterem Wenden bei allmälig gesteigerter Temperatur so weit erhitzt, als noch Blei ausfliesst, dann der poröse Rückstand nach der Feuerbrücke geschafft und bei schärferer Feuerung zum Fritten (S. 166) gebracht, um beim demnächstigen Verschmelzen dieser Rückstände im Schachtofen die Reduction und Verflüchtigung von Blei in oberen Ofentheilen möglichst zu vermeiden. In dieser Periode erfolgt noch wenig Blei, welches sofort zu dem bereits abgestochenen im Stechherd läuft, während die Schlacken ausgezogen werden. Ein Quarz- und Thongehalt im Erz befördert die Frittung, ohne bei hinreichend niedriger Temperatur die Reduction des Bleioxydes wesentlich zu beeinträchtigen. Ein Kalkgehalt wirkt bei Mangel an Kieselsäure der Frittung entgegen und dieselbe muss dann durch einen Zuschlag leichtflüssiger Schlacken eingeleitet werden. Schwerspath und Gyps werden theilweise beim Fritten und demnächst beim Schmelzen der Rückstände im Schachtofen verändert; während die daraus gebildeten Schwefelmetalle auf die Reduction des Bleioxydes günstig einwirken (S. 175), tragen Kalk- und Baryterde zur Schlackenbildung bei. Spatheisenstein wirkt beim Rösten wie Kalk, ist aber demnächst bei der Schlackenbildung sehr wirksam, während ein Galmeigehalt zur Metallverflüchtigung beiträgt, der Sinterung ent- Schmelzen.

gegenwirkt und beim Schmelzen Ofenbrüche, strengflüssige Schlacken, Metallverluste durch Verflüchtigung und unreines Werkblei erzeugt.

Die Bleiverflüchtigung zu Anfang des Schmelzens ist sehr gering, wenn beim Chargiren durch den Verschluss des Registers die Hinwegführung von feinen Theilen möglichst vermieden und das Erz in gröberem Korn bei Anwendung rohen Brennmaterials zur Reduction geröstet wird. Später wird die Metallverflüchtigung etwas grösser.

Producte. Als Producte vom Schmelzen erhält man:

1) Blei mit einem grösseren oder geringeren Silbergehalt, welches durch Umrühren mit Holzgenist gereinigt und entweder gleich in den Handel gegeben oder zuvor entsilbert wird.

2) Rauch, meist aus feinen Erztheilen bestehend und wie Erz zu behandeln.

3) Schlackige Rückstände. Dieselben werden gewöhnlich mit andern bleioxydreichen Producten (unreiner Glätte, Abstrich, Abzug, Herd, Ofenbrüchen, reichen Schlakken), sowie mit so viel eisenhaltigen Substanzen (Schlacken, Eisenstein), als zur Schlackenbildung erforderlich ist, mit Koks oder Holzkohlen in niedrigen Schachtöfen verschmolzen, wobei das Brennmaterial hauptsächlich als Zerlegungsmittel dient (S. 175) und beim Chargiren zum Theil mit unter die Beschickung gemengt werden muss. Hierbei findet eine nicht unbedeutende Metallverflüchtigung statt und es fallen bleireichere Schlacken mit mindestens 3 % Blei; der entstehende Rauch ist silberärmer, als der vom Rösten und muss deshalb für sich reducirt werden.

Das Metallausbringen wird vollständiger, wenn man zur Beschickung Eisenerze in grösserer Menge hinzufügt und das Schmelzen in höheren Oefen vornimmt, indem alsdann reducirtes Eisen zur Entbleiung beiträgt und die Bleiverflüchtigung abnimmt. Damit sich in den oberen Ofentheilen möglichst wenig Blei reducirt, müssen die bleihaltigen Substanzen in stark gefrittetem Zustande oder in grösseren Stücken angewandt werden. Zur Ersparung von Brennmaterial geschieht das Schmelzen rasch. Die erfolgenden Schlacken lassen sich zum grössten Theil als hinreichend bleiarm absetzen.

## Zweites Kapitel.

# Schachtofenarbeit.

§. 32. Allgemeines. Die in grössern Stücken, Graupen und groben Sanden angelieferten Erze können sofort im Schachtofen verschmolzen werden; Schliege sind zweckmässig zuvor in Thon oder Kalk einzubinden und die Briquetten zu trocknen. Man beschickt die Erze gewöhnlich mit bleiischen Producten vom Abtreiben, eingebundenem Rauch, unreinen Erzschlacken und so viel eisenhaltigen Substanzen, als zur Herstellung einer leichtflüssigen Schlacke erforderlich ist. Um bei der Porosität des Erzes und seiner leichten Reducirbarkeit die Bildung von metallischem Blei in dem oberen Ofentheile thunlichst zu vermeiden, geschieht das Schmelzen zweckmässig in niedrigen Sumpf- oder Tiegel-Oefen bei hoher Temperatur in der Formgegend, durch entsprechende Windpressung hervorgebracht (Spanien). Die Beschickung rückt alsdann rasch vor die Form, schmilzt schnell und das reducirte Blei ist dem im Ofen aufziehenden Gasstrom nicht so lange ausgesetzt, als in höheren Oefen oder bei langsamerem Ofengange. Je dichter die Erzstücke sind, um so höhere Oefen kann man zu einer Ersparung an Brennmaterial anwenden. Um die Reduction des Bleioxydes zu befördern, wird beim Chargiren Brennmaterial ins Erz eingemengt. Da bei diesem Schmelzverfahren die Bleiverflüchtigung, selbst bei der Stückform der Erze, 40—45 % von dem in der Beschickung enthaltenen Blei und die Silberverflüchtigung bis 20 % betragen kann, so sind geräumige Flugstaubkammern erforderlich. Der zu Briquetten geformte silberarme Rauch wird entweder mit dem Erze oder für sich mit bleiischen Producten vom Abtreiben verschmolzen, in sofern in ersterem Falle die eintretende Herabdrückung des Silbergehaltes im Werkblei nichts schadet. Schmelzverfahren.

Nicht ohne Einfluss auf den Schmelzgang sind die dem Erze beigemengten Fossilien. Quarz, Kalk und eisenhaltige Substanzen sind von günstigem Einflusse; ein geringer Schwerspathgehalt befördert die Schlackenbildung und nach vorheriger Reduction zu Schwefelbarium auch die Entbleiung. In grösserer Menge vorhanden bildet derselbe Einwirkung fremder Beimengungen.

einen Stein und erfordert, um Barytsilicat zu erzeugen, einen bedeutenden Zuschlag von kieseligen Substanzen, in Folge dessen ein vermehrter Aufwand an Brennmaterial nöthig wird, der Metallgehalt der Beschickung herabgeht und der Metallverlust durch Verflüchtigung zunimmt. Nur im Nothfall schlägt man Schwerspath zur Verschlackung von Quarz zu (Altaische Hütten). Ein Galmeigehalt trägt zur Metallverflüchtigung, zur Entstehung von Ofenbrüchen und strengflüssigen Schlacken bei. Bleiglanz wird theils durch die eisenhaltigen Substanzen, theils durch Einwirkung des Bleioxydes, ähnlich wie beim Flammofenprozess, zerlegt, namentlich findet letztere Reaction statt, wenn das Erz in einem niedrigen Ofen rasch in höhere Temperaturen gelangt.

## §. 33. Beispiele.

Altaische Hütten. Erze.

A. Auf den 5 Altaischen Hütten[1]) zu Barnaul, Pawlowskiy, Zmjejewskiy, Loktewskiy und Gawbrilowskiy werden jährlich etwa $3\frac{1}{2}$ Millionen Pud[2]) Erze[3]) verschmolzen, welche zur Hälfte aus Schwerspath mit $\frac{3}{4}$—$\frac{7}{8}$ Solotnik Silber im Pud ohne Blei und zur andern Hälfte aus Silber- und Bleierzen mit durchschn. $2-2\frac{1}{2}$ Solotnik Silber und etwa $8-20$ % Blei bestehen. Die Metalle kommen in den Erzen meist im oxydirten Zustande vor, indem dieselben Weissbleierz, Bleiocher, Eisenocher, etwas Malachit, Lasur, Galmei, sowie auch Zinkblende und Bleiglanz enthalten. Als erdige Bestandtheile treten hauptsächlich Quarz, Schwerspath, Schiefer, Hornstein etc. auf. Ein Theil der Silbererze

Weissbleierzes grosse Schwierigkeiten dar. Dieselben sind stark quarzig, arm an Eisen und sonstigen Basen und es müssen deshalb neben viel Kalkstein und Seesalz die schwerspäthigen Erze, welche man sonst vermeidet, zur Verschlakkung des Quarzes mit verwandt werden. Der bedeutende Schlackenfall vermehrt den Brennmaterialverbrauch und die Metallverluste. Der Schwerspath trägt auch zur Steinbildung und somit zur Ansammlung des Kupfers bei.

Eine beschickte Erzschicht besteht aus 160 Pud Blei- und Silbererzen, 30—40 Pud Stein von der Roharbeit oder vom Bleierzschmelzen, 10—15 Pud Schwerspath, 15—25 Pud Seesalz, 25—30 Pud Kalkstein, 40—50 Pud Schlacken von der Roharbeit und bleiischen Vorschlägen (Abzug, Abstrich, Herd) nach den Vorräthen.

Man setzt in Sumpföfen von 12 Fuss Höhe, $3^1/_2$ F. hinterer und 3 F. vorderer Weite und 4 F. Tiefe in 24 Stunden nur 80—100 Pud durch, indem auf 100 Pud Erz 8 Körbe à 20 Pud Kohlen gehen.

Als Producte erfolgen:

a) Werkblei mit 12—15 Sol. Silber und 93—95 % Blei, ausserdem Kupfer, Eisen, Antimon und Schwefel. Beim Abtreiben desselben erfolgen Blicksilber mit 3—$3^1/_2$ % Gold und Glätte, welche zum Entsilbern des Rohsteines dient; Abzug, Abstrich und Herd gehen in die Bleiarbeit. Product

b) Bleistein mit $2^1/_2$—4 Sol. Silber, bis 12 % Blei und 20 % Kupfer; kommt zur Bleiarbeit zurück und demnächst zur Kupferarbeit.

c) Schlacken mit $^1/_2$—$^3/_4$ Sol. Silber, Bi- und Trisilicate, selten völlig flüssig. Dieselben werden theils bei der Roharbeit vorgeschlagen, theils zu Anfang einer Roharbeitscampagne mit 5—10 % Kalkstein und 10—20 % silberarmem Schwerspath in 16 Fuss hohen Sumpföfen auf Rohstein verschmolzen, welcher in die Bleiarbeit zurückgeht.

Danilow[1]) hat die Metallverluste bei den einzelnen Schmelzarbeiten auf den Altaischen Hütten ermittelt und über die Versuche zur Auffangung des Flugstaubes Mittheilungen gemacht.

1) Bgwfd. 1853. Bd. XVI. S. 419.

Münsterbusch. B. Auf der Bleihütte zu Münsterbusch wird das in der Stolberger Gegend vorkommende Weissbleierz (S. 229) in ähnlicher Weise, wie Bleiglanz, verschmolzen (S. 229), nachdem Quantitäten von 8 Scheffeln Erz und 1 Scheff. gepochter Eisenfrischschlacke mit 1 Scheff. gebranntem Kalk und dem erforderlichen Wasser zusammengeknetet, daraus Batzen formirt und diese getrocknet worden.

Spanien. C. Im südlichen Spanien[1]) verschmilzt man auf verschiedenen Hütten Gemenge von Weissbleierz und Bleivitriol mit mehr oder weniger Bleiglanz in niedrigen Schachtöfen, welche bald als Sumpf-, bald als Tiegelöfen zugemacht sind und verschiedene Querschnitte haben. Die hauptsächlichsten Ofenconstructionen sind folgende:

1) Castilianische Oefen, von der Sohle bis zur Gicht 0,85—1,30 Met. hoch, 0,84—0,90 M. tief und 0,70—0,74 M. weit, als Tiegel- oder Sumpföfen mittelst eines aus $^2/_3$ Thon und $^1/_3$ Holzkohlen- oder Kokersklein bestehenden Gestübbes zugemacht (Taf. II. Fig. 51, 52). Ein lederner Balg liefert pro Min. etwa 4—5 Cubikmeter Luft. Man setzt in 24 Stunden etwa 100 Ctr. (4600 Kil.) eisenhaltiges Weissbleierz und Bleiglanz mit 25 % Blei und 25—50 Ctr. alte Schlacken mit $1^1/_2$—2 % Blei bei einem Verbrauch von 20 Ctr. (920 Kil.) Koks durch und erhält $21^1/_2$ Ctr. (940 Kil.) Werkblei mit 250 Gramm Silber in 100 Kil. Blei, so dass 20,43 % Blei ausgebracht werden. Auf 100 Kil. Erz kommen 2,224 Fr., auf 100 Kil. Blei 10,915 Fr. Schmelzkosten und auf 5 Erz und 1 Metall 1 Thl. Koks.

2) Runde zweiförmige Tiegelöfen von Escombreras (Taf. II. Fig. 53—55), von 1,68 Met. Höhe, 1,50 Met. oberem und 1,30 M. unterem Durchmesser, aus 0,22—0,25 M. dicken feuerfesten Thonwänden *a* bestehend und mit einem Eisencylinder *b* umgeben. Das Blei sammelt sich in einem seitlich gelegenen Sumpfe *c* auf der Sohle des Ofens an, während die Schlacken durch ein rectanguläres Auge *d* ausfliessen. An jeder Seitenwand liegt eine Form *e* in der Axe der Sohle. *f* Stechherd. *g* Aufgebeöffnung. *h* Abzug für die Dämpfe. Die verschmolzene Beschickung mit 35—

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 54.

40 % Blei besteht aus 150 Ctr. = 7,000 Kil. Bleiglanz und Weissbleierz und 75 Ctr. Schlacken von der vorigen Arbeit und gibt in 24 Stunden mit 32 bis 34 Ctr. Koks 48—54 Ctr. Blei mit 80—90 Gr. Silber in 100 Kil., also 34 % Bleiausbringen. Auch erfolgen noch 5 % Bleistein, der in die Arbeit zurückgeht. Auf 100 Kil. Erz kommen 2,324 Fr., auf 100 Kil. Metall 6,778 Fr. Kosten.

3) Runde dreiförmige Tiegelöfen von ROMA, von 1,65—1,70 Met. Höhe, oben 1,50, unten 1,30 Met. im Durchmesser. Der 0,70 Met. weite Sumpf liegt seitlich in der Ofensohle; die Schlacke läuft durch eine 0,40 Met. weite Oeffnung in der Vorwand in den Vorherd ab. Die drei Formen, von denen je eine in den Seitenwänden und eine in der Hinterwand liegt, convergiren nach der Mitte zu und sind unter einem Winkel von 8—10° gegen die Sohle geneigt.

Man verschmilzt einen arsenikalischen und mit kohlensauren und schwefelsauren Salzen gemengten Bleiglanz mit nur 15—16 % Blei. 165 Ctr. = 7600 Kil. Erz werden mit 75 Ctr. Flammofenrückständen und alten Schlacken und 35 Ctr. = 1600 Kil. Koks in 24 Stunden verschmolzen auf 17—21 Ctr. (760—1000 Kil.) Werkblei mit 60—70 Grm. Silber in 100 Kil. Man bringt etwa 12½ % aus. Die Oefen werden zur Ersparung von Brennstoff mit heisser Luft gespeist. Auf 100 Kil. Erz kommen 1,985 und auf 100 Kil. Blei 13,828 Fr. Kosten. Man verbraucht auf das Erz 21 %, auf 1 Thl. Metall 1,65 Thl. Koks. Obgleich man neuerdings den Brennmaterialverbrauch in 24 Stunden auf 27 Ctr. gebracht hat, so bleibt doch das Ausbringen hinter dem der Zugschachtöfen zurück, welche zur Verarbeitung der kohlensauren Bleioxyde besonders geeignet zu sein scheinen.

4) Castilianische Oefen von PORMANN; die am häufigsten angewandten Schachtöfen sind drei-, zwei- und einförmig, bald als Sumpf-, bald als Tiegelöfen zugestellt und meist mit quadratischem und rectangulärem Querschnitt. Ventilatoren mit 600—650 Umdrehungen pro Minute liefern den Wind. Man behandelt darin hauptsächlich Bleicarbonate und alte Römerschlacken.

Ein dreiförmiger Ofen dieser Art hat 1,25 bis 1,30

Met. Höhe, oben 0,95 Met. Weite und Tiefe, unten 0,83 Met. Weite und 0,90 Met. Tiefe. Der Sumpf liegt in einer der vorderen Ecken des Ofens, die Schlacken fliessen nach vorn ab. Man verschmilzt in 24 Stunden entweder 200 Ctr. alte Römerschlacken allein, oder 180 Ctr. eines Gemenges von solchen Schlacken mit oxydischem und geschwefeltem Bleigekrätz mit 28 Ctr. Koks. Die Beschickung mit 15—18 % Blei liefert 26—28 Ctr. = 1200 Kil. Blei durchschnittlich, welches etwa 30 Grm. Silber in 100 Kil. enthält. Ausbringen 13 %. Kosten für 100 Kil. Blei 12,44 Fr. Man verschmilzt in diesen Oefen auch 125 Ctr. Erz mit 22—24 Ctr. Koks.

5) Zugschachtöfen (Hornos de Gran Tiro, Pavos, atmosphärische, ökonomische Oefen genannt) dienen z. B. in Carthagena zum Verschmelzen von Weissbleierz mit Thon, Quarz, Antimon- und Zinkoxyd, Blende und arsenikalischem Schwefelkies. Das sehr strengflüssige Erz hält 11—12 % Blei. Die Zugschachtöfen (Taf. III. Fig. 67—69) haben einen tonnenförmigen Schacht *a*, aus welchem die Dämpfe durch den Canal *b* in die Esse *c* geführt werden; äusserer Durchmesser 2,35—2,40 Met., Höhe von den Luftzuführungscanälen *c* bis zur Gicht 1,70 Met. und bis unter das Gewölbe 2,50 Met. Der Fuchs *b* hat über der Gicht einen elliptischen Querschnitt und verengt sich bei seinem Eintritt in den Schornstein von 1,20 auf 0,8 Met. Die Aufgebeöffnung befindet sich im Niveau der Gicht. Der Sumpf *d* von 0,40—0,45 Met. Durchmesser und 0,40 M. Tiefe liegt in der geneigten Gestübbesohle und zwar an und theilweise unter der 0,30—0,35 M. dicken Brustwand und communicirt mit einem Stechherde, während die Schlacken durch ein Auge in der Brust auf der Schlackentrifft *e* abfliessen. Die Verbrennungsluft tritt durch die 6 thönernen Düsen *c* ein.

Beim Anblasen füllt man den Ofen mit Holz, Gesträuch etc., zündet dasselbe durch die Zugcanäle an, fügt etwas Koks hinzu und erhält eine mässige Hitze im Ofen, welcher nach 5—6 Stunden ausgetrocknet ist. Man versieht ihn dann mit Koks, gibt etwas Blei auf, damit sich der Sumpf damit füllt und frei von schlackigen Ansätzen bleibt, lässt den Ofen so einige Stunden und speist ihn, wenn er stark

rothglühend geworden, neben Koks mit 5—6 Körben Erz und eben so viel bleireichen Schlacken; die halbgeschlossenen Düsen werden geöffnet, das Brennmaterial allmälig vermindert und der Erzsatz gesteigert, wo dann alsbald eine zähe Schlacke aus dem Ofen fliesst. Ein Arbeiter reinigt fortwährend die Zugcanäle. Dann sucht man rasch auf den höchsten Satz zu kommen, den man je nach dem Ofengange modificirt. Bei gutem Gange sind die Düsen hell, man sieht durch dieselben die Schlacke flüssig werden und Blei herabtropfen. Verdunkeln sie sich, so ist der Ofen vielleicht in Folge zu grosser Erzstücke in Unordnung gekommen und die Massen erstarren leicht. Bei zu flüssiger Schlacke erhöht man den Zuschlag an bleiischen Stoffen.

Das Chargiren wird mit grösster Genauigkeit ausgeführt, so bald es erforderlich ist, gewöhnlich alle Stunden, und dann gibt man grosse Chargen, um die Störung des Zuges möglichst gering zu machen. Um die Gase und somit die Hitze mehr nach der Mitte zu leiten, setzt man das Erz grösstentheils an die Wände und zwar, je nachdem die Düsen stärker oder schwächer leuchten, hier oder dort eine grössere Menge.

Ein gut bedienter Ofen geht 2—3 Monate, oft noch länger. Nach 10—15 Tagen wird jedoch der Ofengang leicht unregelmässig. Die Düsen müssen öfters erneuert werden, wobei es sich empfiehlt, in die Thonmasse dazu Erzstaub einzukneten. Die Canäle *f* über den Düsen dienen dazu, zu dicke Erzstücke, welche die Düsen verstopfen würden, herauszuziehen. Man sticht alle 6 Stunden ab.

Die Beschickung besteht für 24 Stunden aus 200 Ctr. = 9200 Kilogr. Erz und 50—60 Ctr. Schlacken, eine Charge aus 50—60 Körben à 6—7 Kil. Erz, 10—12 Körben Schlakken mit $^1/_6$ alter Schlacken und 6—7 Körben Koks mit ein wenig Holz. Letzteres soll verhindern, dass sich die Schmelzmassen zu dicht aufeinander legen und der Zug leidet, während die Schlacken das Schmelzen befördern und, indem sie im erweichten Zustande im Ofen niedergehen, metallische Theile aufnehmen und verflüchtigte Substanzen zurückhalten. Es ist eine Schattenseite dieses Apparates, dass sich strengflüssige und nicht oxydirte Substanzen schwierig darin re-

duciren. Man bringt in 24 St. mit $32^1/_2$—35 Ctr., durchschnittlich mit 1500 Kilogr. Koks 800—850 Kilogr. = 9 % Blei aus bei $2^1/_2$—3 % Verlust. Die Kosten betragen für 100 Kil. Erz 1,586 Fr., für 100 Kil. Blei 12,748 Fr. Man braucht 16—17 % Brennstoff oder Erz und 2 Thle. auf 1 Thl. Metall.

Bei der Armuth der Erze und den theuren Koks macht zuweilen nur das Silber im Blei die Arbeit bezahlt. Gegen Gebläseöfen zeichnet sich der Ofen durch seine grosse Production und die Entbehrlichkeit des Gebläses aus, gibt aber, ohne Brennmaterialersparung, grössere Metallverluste, so dass er sich bei zu reichen Erzen nicht empfiehlt. Auch zu arme, strengflüssige Erze werden dafür nicht passen. Die Leitung des Schmelzens erfordert viel Erfahrung und grosse Aufmerksamkeit.

Der Ofen hat sich meist nur für Bleicarbonate bewährt, welche man in gewöhnlichen Gebläseschachtöfen nicht vortheilhaft reduciren kann, so wie für Flammofenrückstände (S. 61).

In ökonomischer Hinsicht stellen sich die Resultate bei Anwendung der verschiedenen Schmelzöfen wie folgt:

a) Erze mit 35—40 %, mindestens aber 20 % Blei, erfordern in den runden Oefen von Escombreras 15 % Kohle von der Beschickung und 0,625 Kohle auf 1 Metall; 100 Kilogr. von letzterem kosten 6—7 Fr. Die grösseren quadratischen oder rectangulären castilianischen Oefen arbeiten unter ähnlichen Verhältnissen, brauchen nur etwas mehr Brennmaterial und produciren etwas weniger.

b) Erze mit 10—12 % Blei, in castilianischen Oefen oder Pavas verschmolzen, consumiren auf 100 Beschikkung 15 Kohle oder auf 1 Blei 1 Kohle; 100 Kil. Blei kosten 9—10,5 Fr. Bei Zugschachtöfen (Pavos) kommen 100 Kil. Blei auf 12—12,75 Fr., man verbrennt 16—17 % Koks auf die Beschickung oder auf 1 Blei $2^1/_2$ Koks.

Die runden Oefen von Escombreras bringen 12—13 % aus, verbrauchen 21 % Koks für die Beschickung und 1,70 Koks auf 1 Blei. Kosten für 100 Kil. Blei 12, 13 und 14 Fr. Die rectangulären und quadratischen Oefen von Pormann und andere Varietäten des castilianischen Ofens geben ähnliche Resultate, kommen aber leichter in Unordnung.

Es betragen im Allgemeinen die Kosten für 100 Kil. Blei bei Rückständen und armen Erzen mit 9—18 % Blei 9—12 Fr., bei silberhaltigen Erzen mit mittlerem Metallgehalt 12—15 Fr., bei Erzen mit 35—40 % herab bis 20 % 6—7 Fr. und beim Flammofenbetrieb 3,75—4 Fr. (S. 61).

Der Verlust durch Verflüchtigung geht gewöhnlich nicht unter 5—6 % herab, vermindert sich aber wesentlich, wenn Condensationsvorrichtungen vorhanden sind. Man schätzt den Ertrag aus dem Rauch auf 7—8 % von den zu dem Ofen gelieferten Materialien. Derselbe enthält 30—40 % silberhaltiges Blei. Die gut verglasten Schlacken werden mit 1—1¼, selten mit 2 % Blei abgesetzt.

# II. Theil.

## Zugutemachung von Bleisulphat.

§. 34. Allgemeines. Selten kommt Bleivitriol in solchen Mengen in der Natur vor, dass derselbe für sich Gegenstand hüttenmännischer Gewinnung ist; meist wird derselbe, ohne die Schmelzmethode besonders danach zu modificiren, mit geschwefelten Bleierzen verhüttet. Zuweilen muss das in den Kattunfabriken bei Zerlegung von schwefelsaurer Thonerde durch essigsaures Bleioxyd als Nebenproduct erfolgende künstliche schwefelsaure Bleioxyd einer hüttenmännischen Behandlung unterworfen werden. Diese wird entweder in Flammöfen oder in Schachtöfen ausgeführt. Schmelzmethode

## Erstes Kapitel.

## Flammofenarbeit.

§. 35. Allgemeines. Wegen des erforderlichen bedeutenden Materialaufwandes lassen sich in Flammöfen nur reichere Substanzen, wie das künstliche Sulphat, behandeln, und dann immer nur unter beträchtlichen Metallver- Geeigne Erze.

lusten, wenn das Sulphat nicht bei der Verschmelzung von Bleiglanzen (Poullaouen) zugesetzt, sondern für sich verarbeitet wird (Methode von RIVOT und PHILLIPS). Es entstehen reiche Schlacken und die Metallverflüchtigung ist bedeutend, weil der Prozess bei verhältnissmässig hoher Temperatur ausgeführt werden muss.

§. 36. Beispiele.

RIVOT's und PHILLIP's Methode.

A. Verfahren von RIVOT und PHILLIPS.[1]) Mit Schwefelsäure noch imprägnirtes künstliches Bleisulphat wird in einem englischen Röstflammofen anhaltend so lange erhitzt, bis keine schwefelsauren Dämpfe mehr entweichen, dann in einem englischen Kupfersteinschmelzofen mit 20 % Quarzsand und 1½ % Kohlenstaub so lange (etwa 3 St. bei 1000 Kilogr. Einsatz) in allmälig steigender Temperatur erhitzt, bis die Masse in Fluss gekommen und durch den Quarz keine schweflige Säure und Schwefelsäure mehr ausgetrieben wird. Die Kohle trägt zur Zerlegung von Schwefelsäure bei und bildet etwas metallisches Blei.

Die hauptsächlich Bleisilicat enthaltende Masse kann zur Abscheidung des darin enthaltenen Bleies zerlegt werden:

a) durch metallisches Eisen in Gestalt von Brucheisen, Eisendrehspänen etc., wovon man etwa 15 % auf die Oberfläche des Schmelzgutes gleichmässig vertheilt und wiederholt untermengt. Unter Bildung von metallischem Blei erzeugen sich Eisensilicat enthaltende Schlacken, welche mit dem Blei abgestochen, bei einem Bleigehalt von 18—20 % nochmals in einem hohen Schachtofen durchgesetzt werden. Der Prozess der Zerlegung dauert etwa 5 Stunden. Bei längerer Fortsetzung desselben und bei Zufügung von mehr Eisen lassen sich zwar die Schlacken noch weiter entarmen, aber die an und für sich schon bedeutende Bleiverflüchtigung nimmt zu und der Materialverbrauch steigt zu sehr. Auch entsteht leicht ein eisenreiches Blei, welches nur durch Saigern im Flammofen und wiederholtes Abschäumen gereinigt werden kann. Die hierbei erfolgende Eisen und Blei enthaltende Krätze wird zweckmässig beim nächsten Schmelzen

1) RIVOT, Métallurgie du Plomb et de l'Argent. 1860. p. 65, 209.

wieder zugeschlagen. Bei einem Bleigehalt von 65—68 % im getrockneten Bleisulphat erfolgen nur 50 % Blei, während 6 % in den Schlacken bleiben und 10 % verflüchtigt werden. Es muss deshalb der Rauch möglichst sorgfältig aufgefangen und mit zum Sulphat zugeschlagen werden. Im Ganzen werden, unter Zurechnung des Ausbringens aus Schlacken und Rauch, 58—59 % Blei aus dem getrockneten Sulphat erhalten, so dass 14—15 % verloren gehn. Da Verbrauch an Brennmaterial, Eisen und Eisengezäh bei den drei erforderlichen Operationen sehr bedeutend ist, so lässt sich das Verfahren nur für reiche Substanzen anwenden.

b) durch Kohle, Koks oder Steinkohle und Kalk. Man mengt in die teigige Masse möglichst gleichmässig 10% Kalk in kleinen Stücken und 8 % Brennmaterial ein, erhitzt bis zum völligen Fluss und sticht ab. Man erhält dabei reineres Blei, als bei Eisenzuschlag, aber wegen nicht vollständig zu erreichender Mengung auch reiche Schlacken, die nochmals umgeschmolzen werden müssen. Die Bleiverflüchtigung ist ebenfalls stark.

c) durch Schwefelkies. 20—22 % dieser Substanz, mit dem Bleisilicat gemengt, gibt unter Verflüchtigung des überschüssigen Schwefels metallisches Blei, Eisensilicat und schweflige Säure ($\dot{P}b^3 \ddot{S}i + Fe\,S = 3\,Pb + \dot{F}e\,\ddot{S}i + \ddot{S}$). Bei einem Ueberschuss von Schwefelkies entstehen zwar ärmere Schlacken, aber es bildet sich dann auch Stein, dessen Verarbeitung kostspielig ist. Zur möglichsten Umgehung einer Steinbildung muss der Schwefelkies mit dem Silicat sehr gleichmässig und innig gemengt werden, damit sich derselbe an keiner Stelle im Ueberschusse befindet. Das Abstechen der Masse erfolgt, sobald sie in ruhigen Fluss gekommen. Die Schlacken müssen nochmals im Schachtofen umgeschmolzen werden. Trotz der kurzen Dauer der Reaction ist bei der dazu erforderlichen höheren Temperatur die Bleiverflüchtigung beträchtlich.

B. Methode von VÖLCKEL.[1]) Das künstliche schwefelsaure Bleioxyd wird mit Kohle in einem Kärnthner Flamm- VÖLCKEL Method

1) Bgwfd. Bd. 15. S. 649.

ofen mit geneigtem Herde (S. 54) erhitzt, um einen Theil desselben in Schwefelblei überzuführen. Dieses lässt man alsdann, wie bei dem Kärnthner Flammofenprozess, bei höherer Temperatur auf das noch unzersetzte Bleisulphat einwirken, wobei metallisches Blei resultirt. Man bringt an 60 % Blei aus und muss die erfolgenden Schlacken nochmals bei Zuschlag von Eisenfrischschlacken umschmelzen.

Poullaouen.

C. Verfahren zu Poullaouen.[1]) Das künstliche Bleisulphat wird bei Verarbeitung silberhaltiger Bleiglanze nach der französischen Methode (S. 80) zugesetzt, wo dann die Röstperiode entweder ganz wegfällt oder eine bedeutende Abkürzung erleidet. Dies ist eine sehr zweckmässige Methode zur Zugutemachung des Bleisulphats.

---

## Zweites Kapitel.
## Schachtofenarbeit.

Geeignete Erze.

§. 37. Allgemeines. Wegen eines geringeren Materialaufwandes, einer schwächeren Bleiverflüchtigung und Entstehung bleiärmerer Schlacken eignet sich dieses Verfahren besonders zum Verschmelzen ärmerer Erze.

Französische Hütte.

§. 38. Beispiele. Auf einer Hütte im mittägigen Frankreich[2]) wird Bleivitriol mit kalkiger und thoniger Gangart verarbeitet. Das Erz wird in einem Flammofen mit doppelter Sohle zum Fritten gebracht und dabei nöthigenfalls so viel Quarzsand hinzugefügt, dass in den entstehenden Silicaten wenigstens 30 % Kieselerde sind.

Je nachdem man eine mehr oder weniger vollständige Entschweflung erreichen will, muss, was auf den Brennmaterialaufwand von Einfluss ist, die Masse bloss zum Fritten oder zur völligen Verschlackung gebracht werden. Letztere lässt sich auch zuweilen in Folge der Beimengungen nicht vermeiden.

a) Die nur gefrittete poröse Masse verschmilzt man

---

1) B. u. h. Ztg. 1854. S. 229.
2) Rivot c. l. p. 219.

zweckmässig mit bleiischen Producten vom Abtreiben und unreinen Erzschlacken in 1,5—2 Met. hohen Oefen mit soviel eisenhaltigen Substanzen (Eisenfrischschlacken, gerösteten Eisensteinen), als zur Bildung einer leichtflüssigen, etwa 44—45 % Kieselerde enthaltenden Schlacke genügt. Bei höheren Oefen würde in Folge der porösen Beschaffenheit der gefritteten Masse sich schon in oberen Ofentheilen viel Blei reduciren und sich verflüchtigen (S. 167). Bei einer Campagne von 17 — 18 Tagen verbraucht man auf 100 geschmolzenes Erz etwa 25 — 30 Koks, während zum Fritten von 100 Erz etwa 25—30 Steinkohlen gehen. Die Bleiverflüchtigung ist gering und man bringt an 80 % von dem im Erze enthaltenen Blei aus, im Flammofen bei armen Erzen wohl nur 45 %.

b) War das Erz völlig verschlackt, so verschmilzt man dasselbe, behuf einer Brennmaterialersparung, zweckmässiger in höheren Oefen von 3 — 4 Met. Höhe bei einem grösseren Zusatz an eisenhaltigen Substanzen, da eine Bleireduction in oberen Ofentheilen weniger zu fürchten ist (S. 167).

Die eisenhaltigen Substanzen (Eisenfrischschlacken, geröstete Eisensteine) wirken neben zugeschlagenen Bleischlakken theils auf die Schlackenbildung, theils reducirt sich aus ihnen in den höheren Oefen metallisches Eisen, welches zur Entbleiung beiträgt. Die Bleiverflüchtigung ist sehr schwach und es bilden sich bleiarme Schlacken. Die Kosten für Eisensteine werden meist durch die Ersparung an Brennmaterial aufgewogen.

---

## II. Abschnitt.

## Zugutemachung oxydirter Hüttenproducte.

§. 39. Allgemeines. Es gehören hierher hauptsächlich die Producte der Treibarbeit, als: Glätte, Abzug, Abstrich, Herd, ausserdem manche Bleischlacken. Diese Substanzen werden entweder nebenbei zugutegemacht, indem man sie beim Verschmelzen von Blei- und Silbererzen mit zuschlägt, oder mittelst besonderer Schmelzprozesse in Oxydirte Hüttenproducte.

Schacht-, Flamm- oder Herdöfen auf Blei verschmolzen. Durch einen Zuschlag von einigen Procenten Schwefelkies lässt sich bei diesem Schmelzen ein Kupfergehalt der obigen Producte grossentheils in einem Stein abscheiden (Freiberg).

## I. Theil.

### Verschmelzen der Glätte (Glättfrischen).

Schmelzmethoden.

§. 40. Allgemeines. Da die Glätte (Bd. I. S. 774) aus fast reinem Bleioxyd mit geringen Mengen von Kupfer, Silber, Antimon, Arsen, Eisen etc. besteht, so bedarf es zur Abscheidung des Bleies nur einer Reduction derselben, welche in Schacht-, Flamm- und Herdöfen ausgeführt wird. Die Auswahl der einen oder andern Methode hängt hauptsächlich von der Qualität und dem Preise des zu Gebote stehenden Brennmaterials ab, dann aber auch wohl von dem Schmelzverfahren, dessen man sich bei Zugutemachung der Bleierze bedient.

Die Bleiproduction in einer gewissen Zeit, sowie auch das Ausbringen an Blei ist in Schachtöfen grösser, als in Flamm- und Herdöfen und in Folge dessen sind die Arbeitslöhne meist geringer; dagegen ist das aus einer unreineren Glätte bei der höheren Temperatur in Schachtöfen erfrischte Blei von minderer Qualität, namentlich kupfer- und antimonreicher, als solches aus Flamm- und Herdöfen. Letztere beiden Apparate gestatten die Anwendung roher Brennmaterialien, der Herdofen das geringste der Qualität und Quantität nach, während in Schachtöfen meist nur verkohlte Brennstoffe zur Nutzung kommen. Es beträgt gewöhnlich der Bleiverlust in Schachtöfen $1\frac{1}{2}$—$2\frac{3}{4}$ %, in Flammöfen 3—5 %, in Herdöfen noch mehr. Wird indess pulverförmige Glätte verfrischt, so kann der Bleiverlust im Schachtofen den im Flammofen übersteigen. Gewöhnlich ist aber der Bleiverlust in letzterem wegen grösserer Bleiverflüchtigung und Verschlackung von Blei durch die Kohlenasche etwas grösser, als in ersterem.

## Erstes Kapitel.

# Flammofenarbeit.

§. 41. Allgemeines. Dieselbe wird meist an solchen Orten angewandt, wo die Verarbeitung der Bleierze in Flammöfen geschieht (England); doch kann auch die Qualität und der Preis des zu Gebote stehenden Brennmaterials für die Auswahl des Flammofens massgebend sein (Holzappel). Der Flammofen gewährt namentlich bei bleireichen oxydischen Producten in Pulverform Vorzüge vor dem Schachtofen, da sich in ersterem die Reduction bei verhältnissmässig niedriger Temperatur ausführen lässt. Die Reductionsöfen, gewöhnlich kleiner, als die Erzschmelzöfen, können sein: Anwendbarkeit dieser Methode. Schmelzöfen.

a) Flammöfen mit geneigtem Herd, aus denen das Blei fortwährend ausfliesst und zwar entweder an der dem Roste gegenüberliegenden kurzen Seite (Holzappel), oder an der einen Längsseite des Ofens (England).

b) Flammöfen mit einem Sumpf an der kurzen Seite des Ofens unter dem Fuchse, wo dann das Blei mit Kellen ausgeschöpft wird.

Als Producte erfolgen: Producte.

a) Blei, welches je nach seinem Silbergehalt und seiner Reinheit Handelswaare ist oder zuvor raffinirt wird oder zur Entsilberung in die Krystallisation gelangt.

b) Schlacken, welche meist mit Rückständen vom Erzschmelzen im Schlackenherd weiter behandelt (S. 68), zuweilen aber nochmals, mit Kohlen und Flussmittel gemengt, im Flammofen bearbeitet werden.

§. 42. Beispiele.

A. In England wird die Reduction der Glätte an verschiedenen Orten mit geringen Modificationen hinsichtlich der Ofenconstruction ausgeführt, wie nachstehende Beispiele zeigen: England.

1) Der Flammofen [1]) hat einen 8 Fuss langen und 5 F. breiten Herd mit allmäliger Neigung von der Feuerbrücke nach dem Fuchse zu, unter welchem sich eine Vertiefung Modificationen.

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 434. — Berggeist 1861. S. 339.

befindet. Aus dieser fliesst das Blei durch eine eingesetzte gusseiserne Rinne fortwährend in einen Kessel vor dem Ofen ab. Man legt auch wohl die Ausflussöffnung in die Mitte einer langen Seite und gibt der Sohle nach hier eine Neigung von 5—6 Centimeter aufs Meter. Die Sohle des Herdes wird mit einer 2 Z. hohen Lage Steinkohlen bedeckt, welche schwammige Cinder bilden und als Filter für das flüssige Metall die Sohle gegen die Einwirkung des Bleioxydes schützen. Die mit etwa 10 % magerer Steinkohle in kleinen Stücken gemengte Glätte in Sandkorngrösse wird in der Nähe der Feuerbrücke bei nicht oxydirender Flamme bis zur dunklen Rothgluth erhitzt, wobei das Bleioxyd durch die reducirenden Gase und die feste Kohle reducirt wird und auf dem Herde abfliesst. Durch öfteres Aufrühren der Masse mit einem Holzstab oder einer eisernen Stange wird die Reaction und der Abfluss des Bleies befördert und beim Kleinerwerden der Charge immer neue Beschickung aufgeworfen. Nach etwa 12 Stunden wird die Cindersohle aufgebrochen, mit den schlackigen Rückständen ausgeräumt, eine neue Cinderschicht auf dem Herde gebildet und eine neue Operation begonnen. Man bringt an 89 % Blei aus und erhält in 24 Stunden mit 20 Ctr. Kohlen an $4\frac{1}{2}$ Ton. à 20 Ctr. Blei. 1 Ton. Glätte erfordert zur Reduction an Kosten für Brennmaterial und Reparaturen nebst Arbeitslöhnen 3 Sch. 0,8 Penc.

2) Zu Deebank[1]) in Nordwales hat der Reductionsofen

det in eine 10 M. hohe Esse mit quadratischem Querschnitt und 0,6 M. Seitenlänge.

Eine Charge von 3 Ton. Glätte wird mit 0,3 Ton. magerer Steinkohlen gemengt und auf der Sohle des noch glühenden Ofens ausgebreitet. Dann steigert man die Hitze möglichst rasch bis zur Dunkelrothgluth, wo dann nach etwa $4^1/_2$ St. das Blei ausgesaigert ist. Man steigert hierauf etwa $^1/_2$ Stunde lang die Temperatur noch etwas unter wiederholtem Umarbeiten der Masse, bis sich kein Blei mehr zeigt. Die unvollständig geflossenen Schlacken werden durch Seitenthüren ausgezogen und mit Rückständen vom Erzschmelzen im Schlackenherd (S. 68) verschmolzen, während das bis zu einem gewissen Grade abgekühlte Blei mit Kellen aus dem Herde durch die Arbeitsöffnung unter dem Fuchse in Formen ausgeschöpft wird. Dies Ausschöpfen dauert etwa 1 St. Man erhält von 3 Tonnen Glätte 2,7 Ton. Blei in Blöcken und verarbeitet in 24 Stunden 12 Tonnen Glätte mit 1,4 Ton. Steinkohlen. Das Ausbringen an Blei beträgt 89—90 %, ausserdem erfolgen etwa 3 % Schlacken mit 45—50 Pfd. Blei.

B. Zu Holzappel im Nassauischen bedient man sich eines Kärnthner Flammofens (S. 58) zum Glättefrischen, um die in reichlicher Menge vorhandenen Waasen zu verwerthen und ein reineres Blei zu erhalten. Man bedeckt die 13 Fuss lange und 8 F. breite Sohle des Ofens durch eine Seitenöffnung etwa 3 Zoll hoch bis ungefähr auf 2 F. von der Vorderseite mit kleinen Holzkohlen; nachdem sich dieselben entzündet, werden etwa 6 Ctr. nicht zu sehr zerkleinte Glätte gleichmässig darauf vertheilt und diese wieder mit einer Kohlenlage überdeckt. Bei mässiger Temperatur lässt man das Ganze etwa $1^1/_2$ Stunden in Ruhe, dann beginnt man das Durcharbeiten und Auspressen der Post bei stets mässiger Temperatur, damit das Ganze pulverförmig bleibt. Das reducirte Blei fliesst in einen vor dem Ofen befindlichen, mit glühenden Kohlen bedeckten Sumpf. Die zuletzt zur Frittung gebrachten Rückstände werden nach jeder 12stündigen Schicht ausgezogen und jedesmal 4 Ctr. mit etwa 1 Ctr. Eisenfrischschlacken, dem Flammofenherd und 12 Ctr. Bleischlacken auf Hartblei verschmolzen. In

Holzappel

12 Stunden werden 30—40 Ctr. Glätte verarbeitet, wovon 82 % Blei ausser dem im Schurkrätz enthaltenen Blei erfolgen. Der Bleiverlust soll 8—10 % betragen.,

Poullaouen. C. Zu Poullaouen[1]) reducirt man im französischen Flammofen (S. 80) in 12 Stunden 5000 Kil. Glätte mit 1 Corde Knüppelholz und $2\frac{1}{2}$—3 Hectoliter Steinkohlen und bringt dabei 80 % Blei aus. Die Rückstände gehen ins Schachtofenschmelzen (S. 81).

Emser Hütte. D. Zur Emser Hütte wird ein Theil Glätte in den Handel gegeben und der kleinere Theil (in 1861 etwa 38 %) im Kärnthner Flammofen gefrischt. Von 100 Ctr. in der Glätte enthaltenen Bleies erfolgten bei 3,94 % Verlust 86,77 % sehr reines Frischblei und 9,29 % Blei in den Rückständen. Letztere werden im Schachtofen auf Hartblei verfrischt, welches, da es für den Verkauf zu weich ist, im Treibofen raffinirt (verblasen) und als Frischblei verkauft wird, während man den Abstrich vom Raffiniren gemeinschaftlich mit den Rückständen von der Abstricharbeit auf Hartblei verschmilzt.

## Zweites Kapitel.

## Schachtofenarbeit.

Verschiedene Schmelzöfen. §. 43. Allgemeines. Zur Reduction der Glätte wendet man gewöhnlich zum Erzschmelzen dienende Krummöfen und Halbhohöfen, seltener Hohöfen an, welche gewöhnlich als Sumpföfen (Freiberg, Oberharz), zuweilen als Spuröfen mit verdecktem Auge (Oberharz, Tarnowitz, Unterharz), selten als Tiegelöfen (Przibram) zugemacht werden. Bei den Spuröfen mit verdecktem Auge kommt die atmosphärische Luft mit dem ausgeschmolzenen Blei nur wenig in Berührung und die Verflüchtigung desselben ist geringer; ausserdem finden die im Schmelzraum erzeugten reducirenden Gase keine Gelegenheit, unter der Spur hervor theilweise zu entweichen, sondern sie müssen im Ofenschacht emporsteigen und werden deshalb voll-

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 351.

ständiger ausgenutzt. Man hat jedoch statt dieser complicirten Art des Zumachens auf manchen Hütten (Claustha1er Hütte) mit gleichem Erfolge die Sumpfofenconstruction angewandt, wobei man die Vorwand etwas tiefer ins Gestübbe der Spurwände hinabgehen lässt.

Je dichter und in je grösseren Stücken die Glätte vorhanden ist, um so höhere Oefen können angewandt werden, ohne fürchten zu müssen, dass in den oberen Ofentheilen zu viel Blei reducirt und verflüchtigt wird (Clausthaler Hütte). Höhere Oefen gestatten eine Brennmaterialersparung und die Entstehung ärmerer Schlacken, in Folge dessen ein erhöhtes Bleiausbringen, das Schmelzen geht rascher, es entstehen weniger Schlacken und die Ofencampagnen dauern länger. Jedoch hat eine zu bedeutende Ofenhöhe auch entschiedene Nachtheile, es kann ein unreineres Blei entstehen und bei eintretenden Unregelmässigkeiten im Schmelzgange wirkt eine Veränderung des Satzes erst nach längerer Zeit. Poröse Stücke und pulverförmige Glätte müssen rasch in höhere Temperatur versetzt, also in niedrigeren Oefen verschmolzen werden, weil in höheren Oefen in den oberen Ofentheilen schon viel Blei reducirt und lange Zeit dem aufsteigenden Gasstrom ausgesetzt bleibt, in Folge dessen die Bleiverflüchtigung sehr bedeutend wird. Pulverförmige Glätte wird zweckmässig mit etwas Thon zu Briquetten geformt. Schmelzverfahren.

Das Schmelzen geschieht mit dunkler Gicht und kurzer Nase, welche vor dem Wegfressen durch Bleioxyd dadurch mehr geschützt werden kann, dass man die zur Nasenbildung und zum Schutze des Bleies im Herde erforderlichen Schlacken (Glättefrisch- oder Bleierzschlacken) an die senkrecht niedergehende Hinterwand, davor die Kohlen und auf dieselben, sowie an die Seiten die Glätte setzt. Ein Anhalten zur Beurtheilung des Ofenganges gibt hauptsächlich die Beschaffenheit der Schlacke. Sie muss zähe und stark glasglänzend sein; wird sie zu hitzig, dünnflüssig, so bricht man an Satz ab. Bei zu starkem Glättesatz schwimmt Glätte auf dem Blei. Das Schmelzen geschieht mit Holzkohlen oder Koks, seltener mit Steinkohlen (Tarnowitz) oder Torf. Holzkohlen sind den Koks vorzuziehen. Letztere

geben leicht zu hohe Temperaturen, verunreinigen das Blei mit Schwefel, incrustriren sich leicht mit Blei und veranlassen ein schwierigeres Leiten der Schmelzung, indem die Schlacken strengflüssiger sind. Die Anwendung erhitzter Gebläseluft hat keinen Nutzen gewährt.

**Producte.** Die Producte vom Glättefrischen sind hauptsächlich:

a) Frischblei, geht entweder gleich, nachdem dasselbe im Stechherd und in den Formen von dem oberflächlich ausgeschiedenen Bleidreck oder Gekrätz befreit, in den Handel (Oberharz, Przibram, Tarnowitz), oder wird zuvor gesaigert (Unterharz) oder im Flammofen raffinirt (Freiberg), nöthigenfalls zur weiteren Entsilberung ins Pattinsoniren gegeben (Freiberg).

b) Glättfrischschlacke, kommt entweder zum Glättfrischen und andern Bleiarbeiten (Ober- und Unterharz), oder wird mit Eisenfrischschlacken (Przibram) oder Schwefelkies (Freiberg) nochmals umgeschmolzen.

c) Bleidreck wird verfrischt, die erfolgende, meist kupferhaltige Legirung gesaigert, wobei Krätzblei und kupferiger Rückstand erfolgen, welcher letzterer in die Kupferarbeiten gegeben wird.

**Oberharzer Hütten.** §. 44. Beispiele. A. Auf den Oberharzer Hütten wurden früher allgemein niedrige, etwa 6 Fuss hohe Spuröfen mit verdecktem Auge (Bd. I. Taf. VIII. Fig. 207, 208) zum Glättefrischen angewandt. Seitdem man zuerst zu Lautenthaler, dann zu Clausthaler Hütte höhere Oefen eingeführt, haben sich die S. 255 angegebenen Vortheile herausgestellt. Zu Clausthaler Hütte ist auch die Spurofenconstruction der Sumpfofenconstruction ohne Nachtheil gewichen.[1]) Die Dimensionen des Clausthaler Glättefrischofens (Taf. II. Fig. 34, 36, 38, 40, 42, 43) sind folgende: Höhe von der Form ab 15 Fuss 9 Zoll, Höhe der Form über dem tiefsten Punct des Sohlsteins 3 Fuss 3 Zoll, Formhöhe über dem Bleche 1 Fuss 2 Zoll, Weite der Vorwand in der Blechhöhe 1 Fuss 8 Zoll, Weite an der Formwand 2 Fuss, Tiefe an der Gicht 2 Fuss 5 Zoll, Tiefe in der

1) Kerl, Oberharzer Hüttenprozesse. 2. Aufl. 1860. S. 305, 309, 472, 602, 656. — Rivot c. l. p. 542.

Formhöhe 3 Fuss 2 Zoll, Tiefe bei 5 Fuss über dem Bleche 2 Fuss 4 Zoll. — Böschung an der Formwand vom Sohlstein auf 6 Fuss 7 Zoll Höhe $4^1/_2$ Zoll, Böschung der Vorwand von der Hüttensohle ab auf 6 Fuss 10 Zoll Höhe 6 Zoll, Durchmesser der horizontal liegenden Form $2^1/_2$ Zoll, Windpressung 7 Lin. Quecksilber.

Bei normalem Ofengange setzt man auf 1 Füllfass Kohlen (25 Pfd.) 3 Tröge Glätte in Stücken (174 Pfd.) und $^1/_2$ Trog (20 Pfd.) Glättefrischschlacken, und zwar letztere an die Formwand, davor die Kohlen und die Glätte an Vorderwand und Wangen. In 1 Campagne von 56—63 Stunden macht man 8—9 Frischen à 7 Stunden bei dunkler Gicht, 5—6 Zoll langer Nase und Bildung zäher Schlacken. In jedem Frischen verschmilzt man 184—187 Ctr. Glätte mit 21 Ctr. Frischschlacken und erhält von 100 Ctr. Glätte mit 92% Blei bei einem Aufwand von 11 Ctr. Kohlen, 2,4 Cbkfss. Gestübbe und 11,5 Ctr. Frischschlacken: 88 Ctr. Frischblei mit 0,375 Quint Silber als Handelsproduct (Analysen Bd. I. S. 697), 1,6 Ctr. Frischschlacken (Analyse Bd. I. S. 850) mit 8—10 Pfd. Blei zum Abgeben, 11 Ctr. Frischschlacken zur eigenen Arbeit zurück, 2,4 Ctr. Bleidreck mit 75 Pfd. Blei (Abzug vom flüssigen Blei im Stechherd und in den Formen) zum Frischen, 0,4 Ctr. Frischrauch mit 78 Pfd. Blei. Der Bleidreck wird in Quantitäten von etwa 250 Ctr. in 1 Campagne mit 18 Ctr. Frischschlacken und 40 Maass à 62 Pfd. Kohlen in 18 Stunden auf 184 Saigerstücke bei 26 Ctr. Schlackenfall verfrischt. Beim Saigern erfolgen von 184 Saigerstücken mit 20 Maass Kohlen in 15 Stunden 240 Ctr. Krätzblei (Analysen Bd. I. S. 698) mit 0,35 Qt. Silber und etwa 20 Ctr. kupferhaltige Saigerkrätze, welche zum letzten Bleisteindurchstechen (S. 143) kommt. Das summarische Bleiausbringen beim Glätt- und Bleidreckfrischen beträgt 90% und somit der Bleiverlust an 2%.

B. Die auf den Unterharzer Hütten[1]) beim Abtreiben erfolgende mehr oder weniger kupferhaltige Glätte mit 86—90 Pfd. Blei und $^1/_{16}$ Loth Silber im Ctr. wird in 6' Unterharz.

1) Kerl, die Rammelsberger Hüttenprozesse. 2. Ausg. 1861. S. 65.

[redacted]



hohen, 3′ tiefen, vorn 1′ und hinten 1′ 2″ weiten Spuröfen mit verdecktem Auge bei Zusatz von $^1/_4$ Frischschlacken bei dunkler Gicht und heller Form verschmolzen, und zwar setzt man in 16—20 stündigen Campagnen 140—150 Ctr. Glätte mit Holzkohlen durch, wobei 88—90 Ctr. Frischblei und 4—6% Schlacken, welche ins Frischen zurück oder ins Bleierzschmelzen gehen, erfolgen. Das Frischblei wird bei hinreichender Reinheit und einem Silbergehalt von $^1/_{16}$ bis $^1/_8$ Loth im Ctr. entweder direct in den Handel gegeben oder zuvor auf dem Saigerherd abgesaigert. Der dabei erfolgende Saigerkrätz wird auf Krätzblei und Frischbleisaigerkrätzstein verschmolzen, welcher letztere auf Kupfer weiter zugutegemacht wird.

Freiberg. C. Auf den Freiberger Hütten wendet man statt der älteren einförmigen Krummöfen [1]) 8 Fuss hohe Doppelöfen (Bd. I. Taf. IX. Fig. 213) an, deren Spur man auf ihre ganze Länge 3 Zoll Fall gibt. [2]) Beim Frischen der Glätte von unraffinirtem Werkblei werden von 8 Arbeitern in 24 Stunden etwa 900 Ctr. Glätte durchgesetzt, wobei man etwa 20 mal absticht und auf 100 Ctr. Glätte bei einem Koksverbrauch von 10 Scheffel an 90 Ctr. Blei ausbringt, welches raffinirt und dann pattinsonirt wird. Bei Glätte von pattinsonirtem Reichblei setzen 5 Arbeiter in 24 Stunden nur 500 Ctr. durch und bei Scheide- und Vorschlagsglätte nur 300 Ctr. Da letztere wegen eines Mergelgehaltes strengflüssiger ist, so bedarf es eines Zuschlages von etwa 10% alten Bleischlacken oder veränderter Glättfrischschlacken, während zu den übrigen Glättesorten keine Schlackenzuschläge kommen.

Die Glättefrischschlacke, von saigerer Beschaffenheit, mit 25—30% Blei schmilzt man am Ende der Campagne mit 3% Schwefelkies um, und zwar 100 Ctr. in 24 Stunden. Das dabei erfolgende Schlackenblei wird raffinirt und pattinsonirt, der Stein und die Veränderungsschlacke mit 5% Blei in die Bleiarbeit gegeben.

Die schwarze, glasartige Veränderungsschlacke hat nach

---

1) Karst. Arch. 1 R. IX, 232.

2) Plattner's Vorlesungen, herausgegeben von Richter. II, 129.

Richter folgende Zusammensetzung und ist ein Gemenge von Singulo- und Bisilicat (*a* von Muldner Hütte) oder ein Bisilicat (*b* von Halsbrückner Hütte):

| | $\ddot{Si}$ | $\bar{Al}$ | $\dot{Ca}$ | $\dot{Mg}$ | $\dot{Fe}$ | $\dot{Pb}$ | $\dot{Cu}$ | $\dot{S}$ | Koks eingem. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| a. | 36,66 | 6,12 | 5,76 | 1,43 | 30,42 | 8,38 | 1,07 | 3,21 | 7,32 |
| b. | 52,00 | 7,40 | 8,63 | 0,81 | 25,11 | 3,10 | 0,18 | 0,51 | 2,10 |

Torf und heisse Luft[1]) haben sich beim Glättfrischen nicht bewährt, desgleichen nicht die Zustellungsart der Oefen als Spuröfen mit verdecktem Auge.[2])

Zur Verminderung des Bleiverlustes hat man versucht, über der Gichtmündung des Glättfrischofens eine auf einem Roste ruhende Kokssäule anzubringen, welche durch die aufsteigende Gichtflamme ins Glühen versetzt, das durchstreichende Bleioxyd reduciren soll. Das Blei tröpfelt in den Schacht zurück.

D. Zu Przibram[3]) geschieht das Glättefrischen in einem Tiegelofen mit offnem Auge von 5 Fuss Höhe über dem Herdblech, 2 F. 2 Z. hinterer und 2 F. vorderer Breite und 3 F. Tiefe. Das Auge liegt 3 Z., die Form 12 Z. über der Vorherdkante, die Sohle des Tiegels 10 Z. unter der Form. Bei einem Düsendurchmesser von $1\frac{1}{2}$ Z. geht die Arbeit mit 4—6 Z. langer Nase und 3—4 Lin. Pressung. Das Frischblei wird nicht abgestochen, sondern fliesst bei der raschen Arbeit continuirlich durch den Stich in den Herd. Man setzt in 24 Stunden 200 Ctr. Glätte ohne alle Zuschläge durch und eine Campagne dauert 10—12 Tage. Przibra

Von 1142 Ctr. Glätte mit 90% Blei erfolgten bei einem Aufwand von 244 Ton. à $4\frac{1}{2}$ Cbkfss. Kohlen und bei einem Bleiverbrand von 1,85%: 875 Ctr. 16 Pfd. Weichblei, 179 Ctr. Glättfrischschlacke mit 60%, 22 Ctr. 71 Pfd. Tiegelabstrich mit 80% und 10 Ctr. Ofenkrätze mit 80% Blei. Letztere Producte werden gemeinschaftlich mit 40—48% Eisenfrischschlacken auf treibwürdiges Werkblei verschmolzen. Die erfolgenden Schlacken mit 10% Blei

1) Freib. Jahrb. 1834, 1840. — Merbach, Anwend. d. erhitzt. Gebläseluft. 1840. S. 170.
2) Freib. Jahrb. 1839. S. 106.
3) Oesterr. Ztschr. 1856. S. 350.

gehen in die Arbeit zurück. Eine Beschickung von 2766 Ctr. 80 Pfd. mit 1069 Ctr. 21 Pfd. Blei enthielt: 916 Ctr. Glättfrischschlacken, 539 Ctr. 80 Pfd. Tiegelkrätze, 231 Ctr. Ofenkrätze, 180 Ctr. Bleierzschlacke und 900 Ctr. Eisenfrischschlacken, und lieferte bei einem Aufwand von 7910 Cbkfss. Kohlen 964 Ctr. 27 Pfd. Werkblei mit 30 Mrk. 2 Lth. Silber und 32 Ctr. Ofenkrätze und Schlacke mit 9 Ctr. 76 Pfd. Blei. Bleiabgang 8,9 %.

Tarnowitz.

E. Zu Tarnowitz[1]) geschieht das Glättfrischen mit Steinkohlen bei heller Gicht im Erzschmelzofen (S. 150). 100 Ctr. Glätte liefern in 7 Stunden bei einem Verbrauche von 20 Ctr. Steinkohlen 89 Ctr. Weichblei mit $^1/_8$ Loth Silber und 15 Ctr. Schlacken und Schur, welche für sich weiter verarbeitet werden. Eine Beschickung von 100 Ctr. Frischschlacken und Schur, 2 Ctr. Wascheisen, 17 Ctr. Eisenfrischschlacken und 6 Ctr. Kalkstein gibt in 34 Stunden mit 36 Ctr. Stückkohlen 15 Ctr. Kaufblei, so dass das summarische Bleiausbringen aus 100 Ctr. Glätte $91^1/_4$ Ctr. Kaufblei beträgt.

euerungen.[2])

Während man schon früher den grössten Theil der Glätte als solche verkaufte und nur wenig davon verfrischte, so hat man in neuerer Zeit bei der um mehr als das Vierfache gesteigerten Production der Friedrichshütte (S. 150) das bisher übliche Concentrations- und Reichtreiben und theilweise Verfrischen der bei letzterem fallenden Glätte wegen der grossen Metallverluste nicht mehr für rationell gehalten und den PATTINSON'schen Krystallisationsprozess (Bd. III.) eingeführt. Die Glätte vom Vertreiben der dabei erfolgenden Reichwerke soll beim Abgängeschmelzen (S. 152) zugeschlagen und nur noch die mit Vortheil verkäufliche Glätte durch ein Concentrationstreiben von antimonhaltigen Abstrichschlackenwerken und, soviel als noch erforderlich, von silberarmen Erzwerken dargestellt werden. Die Abstrichschlackenwerke werden dadurch erhalten, dass man

1) ERDM., J. f. ök. u. techn. Chem. XII, 347; XV, 392. — B. u. h. Ztg. 1852. S. 472. — KARST. Arch. 1 R. IX, 237. — RIVOT, Métallurgie du Plomb et de l'Argent. 1860. p. 400, 436.

2) Handschriftliche Mittheilungen vom Hütteninspector TEICHMANN zu Friedrichshütte.

den Bleikrätz aus den PATTINSON'schen Kesseln (Kesselabstrich), mit Steinkohlenklein vermengt, im Flammofen reducirt, wobei neben Werkblei glasige Schlacken erfolgen, welche beim Verschmelzen im Schachtofen 54 % Abstrichschlackenwerke mit 0,013 % Silber liefern. Wegen ihres Antimongehaltes übergibt man dieselben nicht wieder dem Pattinsoniren, sondern der Treibarbeit, wobei man alsdann neben guter Glätte ein geringes Quantum antimonreichen Abstrich erhält, welcher angesammelt und für sich zugutegemacht werden soll.

Im Jahre 1861 sind noch 24259 Ctr. Glätte über dem Krummofen bei 5,2 % Bleiverlust verfrischt.

Die nachfolgenden Ergänzungen zum Tarnowitzer Schmelzprozess, S. 149, mögen hier noch Platz finden: Nachträge zum Tarnowitzer Schmelzprozess.

1. Schliegschmelzen. Die Friedrichshütte besitzt 4 Schachtöfen von folgenden Dimensionen, darunter einen dem WELLNER'schen ähnlichen Doppelofen: Höhe 16½ F., Tiefe unten 3 F. 9 Z., oben 3 F. 3 Z., Dossirung der Vorwand 9 Z. und der Brandmauer 3 Z. Höhe der Form über dem Herdbleche 14 Z. Die Höhe des Vorherdes gestattet ein bequemes Einbringen des Gezähes durch das offene Auge. Der Vortiegel im Vorherd ist während des Betriebes mit Sand umgeben, so dass die Schlacke erst oberhalb des dadurch geschlossenen Auges aus demselben auf einer Trifft abfliessen kann. Für die Folge soll die Schlacke in transportable Schlackentiegel laufen. Es gelangen pro Min. 250 Cbkfss. Wind von ¾ Pfd. Pressung pro Q.-Z. bei 1¾ Z. Düsendurchmesser in den Ofen. 3 grosse Condensationskammern nehmen die Gichtgase der Schachtöfen bei lichter Gicht, sowie die Dämpfe aus den Treiböfen auf und wirken ganz in erwünschtem Maasse.

Im Jahre 1861 wurden von 100 Ctr. Erz: 62,41 Ctr. Werkblei, 27 Ctr. Bleistein und 50 Ctr. unreine Schlacke mit 11 Ton. (à 7½ Cbkfss. = 350 Pfd.) = 49,95 Ctr. rohen Kohlen, 17,15 Ctr. Zuschlagseisen (so viel, dass das abgestochene Werkblei einen Metallspiegel zeigt, das heisst, kein Unterschwefelblei ausscheidet) und 23,15 Ctr. Eisenfrischschlacken erhalten, oder auf 100 Ctr. Werkblei gingen 18,71 Ton. = 65,485 Ctr. Kohlen, 27,47 Ctr. Eisen (ver-

hältnissmässig wenig wegen eines Gehaltes von Weissbleierz im Bleiglanz) und 37,09 Ctr. Eisenfrischschlacken. Man schmolz in einer nur 9tägigen Ofencampagne in Folge zu starker Anhäufung zinkischer Ofenbrüche nur 1228 Ctr., also pro 8stündige Schicht 44,7 Ctr. Erz durch, während jetzt bei den eingerichteten Aufbereitungsanstalten von reineren Geschicken an 6000 Ctr. in einer Campagne durchgesetzt werden. Die Kosten und Verluste beim Ausschuren sind gering, weil die Oefen aus ordinären Mauerziegeln bestehen und die Bleidämpfe in die Condensatoren gehen; nach 48 Stunden kann der Ofen wieder zugemacht werden.

Bei Versuchen im J. 1861 mit Koks statt mit, dem Gemäss nach gleichtheueren, Steinkohlen ergab sich bei ersteren dem Volum nach ein geringerer Verbrauch und eine grössere Production, aber auch ein grösserer Bleiverlust. Man hat die Versuche so lange ausgesetzt, bis die Gichtgase aus sämmtlichen Oefen in die zu vergrössernden Condensationskammern gelangen können. Bei Steinkohlenverwendung gehen die Gase nur beim Abwärmen und Ausschuren, also bei heller Gicht, durch die Rauchkammern. In 8stündigen Schichten wechseln 3 Schmelzer, 3 Vorläufer und 3 Gehülfen, und diese Belegschaft erhält für den Ctr. ausgebrachten Werkbleies 1 Sgr. 8 Pf.

2. Schliegschmelzen. Im Jahre 1860 wurden auf 100 Ctr. Schliegwerkblei von in Kalk eingebundenen Schliegen verbraucht: 50 Ton. Kohlen = 175 Ctr., 19 Ctr. Eisen und 57 Ctr. Eisenfrischschlacken. Die im Gedinge arbeitende Ofenbelegschaft von 9 Mann erhält pro Ctr. Werkblei 6 Sgr. 8 Pf., welches — früher einem Concentrationstreiben unterworfen — mit 0,0986% Silbergehalt in 13 Kesseln pattinsonirt wird. Man erhält Reichblei mit 1,2% und Armblei mit 0,001% Silber von grosser Reinheit, nach Loewig nur 0,02% Fe und 0,03% Zn enthaltend.

3. Abgängeschmelzen. Im Jahre 1861 wurden verschmolzen: 48% unreine Schlacken und 4,3% Schur mit 3,5%, 12,8% gerösteter Bleistein vom Erz- und Schliegschmelzen mit 4,5%, 0,8% alte Bleischlacken, 5,9% gerösteter und 22,9% roher Stein vom Abgängeschmelzen mit 2—2,5% und 5,3% Hüttenrauch mit 27,5% Ausbringen.

Zu 100 Ctr. Abgängen sind verbraucht: 2,4 Ctr. Eisen, 1,34 Ctr. Eisenfrischschlacken, 5,2 Ctr. Kalkstein, 4,6 Ton. = 16,1 Ctr. Steinkohlen; oder zu 100 Ctr. Werkblei 53,7 Ctr. Eisen, 30 Ctr. Eisenfrischschlacken, 116,3 Ctr. Kalkstein und 360 Ctr. Kohlen.

Seitdem neuerdings die bedeutenderen Galmeigruben, welche einbrechende Bleierze liefern, vollkommenere Aufbereitungsanstalten erhalten haben, stehen jährlich der Hütte 70–80000 Ctr. bleiische Geschicke zu Gebote, für welche das Niederschlagseisen kaum noch unter dem Marktpreise des Roheisens zu beschaffen ist. Dies, so wie der Gehalt von 65—75 % der quarzfreien Erze haben zur Einführung des englischen Flammofenbetriebes Veranlassung gegeben. 6 Flammöfen sollen mit circa 600 Fuss laufenden Flugstaubcanälen und einer 150 Fuss hohen Esse von 5 F. Durchmesser oben in Verbindung gebracht werden.

Im Jahre 1861 wurden producirt: 28,166 Ctr. Kaufblei, 11,190 Ctr. Stückenglätte, 4,565 Ctr. ord. Kaufglätte, 1,154 Ctr. feingesiebte Glätte und 4179,183 Pfd. Brandsilber.

## Drittes Kapitel.

# Herdofenarbeit.

§. 45. Allgemeines. Von den zum Glättfrischen angewandten Herdöfen sind hier die schottischen Herde (S. 96), sowie die sibirischen Glättfrischöfen anzuführen. Schmelzhe

§. 46. Glättfrischen in sibirischen Glättfrischöfen. Dasselbe ist dadurch characterisirt, dass man die Glätte direct aus dem Treibofen in ein vor das Glättloch gestelltes, mit glühenden Kohlen gefülltes Oefchen fliessen lässt, wobei dann die Reduction des Bleioxydes durch eine verhältnissmässig geringe Menge Brennmaterial bei niedriger Temperatur vor sich geht. Beim Abzugnehmen steht der Ofen entweder noch gar nicht vor dem Glättloch oder ist mit einem Eisenblech bedeckt, auf welchem sich eine Lage Mergel befindet. Wird in der Glätteperiode wegen des Nachsetzens von Blei in den Treibofen die Glättebildung Verfahr

[redacted]



unterbrochen, so bedeckt man den Ofen ebenfalls mit dem Eisenblech.

Werth des Verfahrens.

Dieses Verfahren ist zwar sehr einfach und wenig kostspielig, hat aber folgende Uebelstände:

1) Es erzeugt sich leicht eine silberreiche Glätte beim Treiben, weil der Arbeiter nicht mehr wie sonst am Fusse des Glättpatzens sehen kann, ob Werkblei mit der Glätte ausfliesst, und deshalb nur auf die Kennzeichen der Glättgasse beschränkt ist. In dem Falle, wo das Frischblei zu Entsilberungsarbeiten verwandt werden soll, kommt dieser Umstand nicht in Betracht (Ungarnsche Hütten).

2) Die Abtreiber haben mehr Hitze auszustehen und sehr von den Bleidämpfen zu leiden.

3) Die Arbeiten auf dem Treibherd und in der Glättgasse müssen in grösserer Entfernung als früher geleitet werden, wodurch die genaue Beobachtung des Treibens, sowie aber hauptsächlich durch den aus dem Frischofen tretenden Bleirauch erschwert wird.

Diese Uebelstände haben die allgemeine Einführung dieser Frischmethode verhindert, wenngleich es an Versuchen zur Anwendung derselben nicht fehlt, z. B. zu Freiberg[1], zu Tarnowitz[2], am Oberharz[3], zu Schemnitz[4]) etc.

Beispiele.

Das sibirische Glättfrischen wird an verschiedenen Orten in folgender Weise ausgeführt:

Barnaul.

A. Zu Barnaul[5]) in Sibirien wird der Ofen aus drei zusammengegossenen Gusseisenplatten hergestellt, welche auf einer gusseisernen Bodenplatte mit emporstehendem Rand ruhen. An der Vorderseite wird eine gusseiserne Platte mit der Augenöffnung am unteren Rande eingeschoben. Die Sohle hat nach der Mitte hin einen Sumpf, aus welchem das Blei mittelst einer beweglichen Rinne in Pfannen geleitet

1) Winkler, Die Freiberger Schmelzprozesse. 1837. S. 191. — Karst. Arch. 2 R. XI, 232.
2) Polyt. Centralbl. 1836. Nr. 50.
3) Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860. S. 605.
4) Karst. Arch. 2 R. IX, 228.
5) Karst., Arch. 2 R. IX. — Hartm., Repertor. II, 478. — Polyt. Centr. 1836. Nr. 50.

wird, welche in einem Bogen vor dem Ofen aufgestellt sind. Letzterer hat 2 F. Höhe und 12 Z. Breite und Tiefe.

B. Zu Freiberg wurde diese Methode zur Herstellung von silberarmem Probirblei früher in der Weise ausgeführt, dass man von 100 Ctr. Frischblei etwa 70 Ctr. Glätte in dem sibirischen Ofen reducirte, welcher an den Seiten mit mehreren Zugöffnungen versehen war. Das erfolgende Blei wurde abermals theilweise abgetrieben, die erfolgende Glätte wieder im sibirischen Ofen verfrischt und diese Operationen so oft wiederholt, bis ein Frischblei mit etwa 0,5 Pfundtheilen Silber in 100 Ctr. erfolgte. Zu einem solchen Resultate gelangt man jetzt bequemer durch den PATTINSON'schen Krystallisirprozess. Freiberg

C. Zu Fernezely[1]) in Oberungarn geschieht die Reduction der Glätte in einem kleinen Herdofen mit gusseisernen Wänden von 30 Zoll Höhe, 16 Zoll Breite und 18 Z. Tiefe. Seine Brust ist mit kreisförmigen Löchern durchbohrt und geht etwa 2 Zoll tief gegen einen geneigten Abzug her, durch den das Blei in einen in der Hüttensohle liegenden Tiegel abfliesst. Der Tiegel wird immer mit Holzkohle gefüllt erhalten. Die zur Verbrennung nöthige Luft strömt durch den untern Theil des Ofens und durch die Brustlöcher ein. Man bringt in diesem Ofen etwa 70% des abgetriebenen Bleies im metallischen Zustande nebst einem veränderlichen Antheil an ziemlich reichem Gekrätz aus. Auf 1000 Pfd. abgetriebenes Blei rechnet man 12 Cbkfss. Holzkohlen. Fernezel

§. 47. Glättfrischen im schottischen Herd. Dieses Verfahren (S. 95) ist sehr einfach und lässt sich mit einem minderen Brennmaterial ausführen; es kann aber ein bedeutender Bleiverlust stattfinden, wenn man den Bleirauch nicht hinreichend condensirt. Anwendbkeit.

A. Auf der Hütte zu Bottino[2]) in Toskana gaben in einem schottischen Ofen 6318 Kil. zweite Glätte 5386 Kil. Handelsblei und 633 Kil. arme Schlacken. Man verfrischte in der Campagne noch: 228 Kil. dritte Glätte und 528 Kil. Abstrich, welche 593,3 Kil. Blei zum Abtreiben und 100 Kil. Toskana

1) Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1853. Nr. 3. S. 610, 612.
2) Bulletin de la Société de l'Industrie minérale. St. Etienne. II, 699.

reiche Schlacken gaben. Es wurden im Ganzen 56 Ballen à 28—30 Kil. Kohlen verbraucht. Die Schlacken werden im Schachtofen umgeschmolzen.

Pezey.

B. Zu Pezey und **Pontgibaud** gaben schottische Oefen ein Ausbringen von 89% Blei aus der Glätte.

## II. Theil.

### Verschmelzen des Abzugs und Abstrichs.

Bestandtheile des Abzugs u. Abstrichs.

§. 48. Allgemeines. Beim Einschmelzen sehr unreinen Werkbleies im Treibofen erzeugt sich auf dem Metallbade, noch ehe das Gebläse angelassen wird, eine dunkle Kruste, welche im Wesentlichen aus geschwefelten und oxydirten Metallen, mechanisch beigemengtem Werkblei und erdigen Substanzen besteht. Diese Kruste wird, wenn sie sich in beträchtlicher Menge bildet, unter dem Namen Abzug (Bd. I. S. 778) vom Metallbade abgezogen (Unterharz). Bei reineren Werkbleien zieht man die spärlicher gebildete Kruste nicht ab, sondern verwandelt sie unter An-

Um das im Abstrich mechanisch eingemengte Werkblei auszuscheiden und durch Reduction eines Theiles Bleioxyd den Antimongehalt anzureichern, wird der Abstrich vor dem Verfrischen auf Hartblei einer Saigerung (Abstrichsaigern, Abstrichverblasen) auf dem Treibherde unterworfen. Zur Hervorbringung einer reducirenden Wirkung wird der Treibherd nicht aus Aescher und Mergel, sondern aus schwerem Gestübbe geschlagen. Abstrichsaigern.

Das Abstrichfrischen geschieht meist in denselben Oefen, wie das Glättfrischen (S. 250), nur wendet man wegen grösserer Strengflüssigkeit des Abstrichs seltener Flamm- und Herdöfen, als Schachtöfen an. So wie beim Glättfrischen haben erhöhte Oefen zu einer Brennmaterialersparung und zu besserem Metallausbringen geführt (Oberharz). Das Abstrichschmelzen geht langsamer, als das Glättefrischen, weil der Abstrich strengflüssiger ist, erfordert immer Schlackenzuschläge und gibt bei Anwendung von die Hitze steigernden Koks ärmere Schlacken, als mit Holzkohlen. Abstrichfrischen.

Als Hauptproducte erfolgen beim Frischen: Producte.

a) Antimon- oder Hartblei (Analysen Bd. I. S. 720), welches entweder Handelswaare ist oder noch im Flammofen raffinirt wird.

b) Abstrichfrischschlacken mit variablem Bleigehalt (Analysen Bd. I. S. 850). Dieselben werden entweder für sich umgeschmolzen und dann an andere Schmelzarbeiten abgegeben oder mit kiesigen Zuschlägen auf Blei und Stein durchgesetzt.

§. 49. Beispiele. A. Auf den Oberharzer Hütten[1]) wird der von der Mitte der Abstrichperiode beim Treiben erfolgende Abstrich mit 80—86% Hartblei und 0,12 Quint Silber im Ctr. in Quantitäten von 66 Ctr. auf einer Waasenunterlage im Treibofen (Bd. I. Taf. XI. Fig. 268—270) ohne Anwendung von Gebläseluft bei steter Waasenfeuerung in gehörigen Fluss gebracht, sodann die geschmolzene Masse in einen vor dem Glättloch befindlichen Oberharz. Schmelzverfahren.

1 Kerl, Oberharzer Hüttenpr. 1860. S. 481, 607. — Kast in: B. u. h. Ztg. 1859. No. 7. - Rivot c. l. p. 537, 475.

Stechherd abgelassen. In diesem sammelt sich das ausgeschiedene Werkblei an, während der schaumige Abstrich über den Rand des Herdes auf die Hüttensohle fliesst, nach dem Erstarren in Stücke zerschlagen und dem Frischen übergeben wird.

Von 66 Ctr. Abstrich erfolgen mit 6—8 Schock Waasen und 15 Cbkfss. Gestübbe im Treibeherd etwa 12 Ctr. Werkblei mit 2 Quint Silber im Ctr., welches mit den Steinwerken des 3ten Durchstechens (S. 143) vertrieben wird, und 50 Ctr. gesaigerter Abstrich. Das Frischen des Abstrichs geschieht im Glättfrischofen (S. 256) bei dunkler Gicht und dunkler Nase von 6—8 Zoll Länge mit Koks, ähnlich wie das Glättfrischen, nur geht das Abstrichfrischen wegen der grössern Strengflüssigkeit des Abstrichs langsamer. Man setzt auf 1 Füllfass Koks (40 Pfd.) 3 Tröge (190 Pfd.) Abstrich und 1—2 Tröge (50 Pfd.) Stein- und Abstrichfrischschlacken. Man verschmilzt in einer Campagne von 4 Tagen 500 Ctr. Abstrich mit 20 Ctr. Abstrichfrisch- und 12 Ctr. Steinschlacken bei einem Aufwand von 91 Ctr. Koks und 15 Mss. à 7 Pfd. Kohlen = 11 Ctr. und erhält davon:

Schmelzproducte.

1) 318 Ctr. Hartblei (Analysen Bd. I. S. 720) mit 0,1—0,25 Quint Silber im Ctr. Dasselbe hat wenig oder gar keine Geschmeidigkeit, hellen Klang, einen körnigen Bruch bei weisser Farbe und erstarrt in den Formen weit langsamer, als gewöhnliches Frischblei.

2) Abstrichschlacken mit 0,05 Qt. Silber und 9 bis 10 Pfd. Blei im Ctr., zur Raucharbeit und zum Abstrichfrischen. Versuche, die Schlacken durch Umschmelzen mit Spatheisenstein ärmer zu machen, gelangen zwar, allein nur auf Kosten eines bedeutenden Brennmaterialaufwandes.

Günstigere Resultate erfolgten beim Umschmelzen der Schlacken mit Koks in einem kleinen Rastofen.

Unterharz. Abstricharbeit.

B. Auf den Unterharzer Hütten[1]) findet das Verschmelzen des ungesaigerten Abstrichs vom Anfange der Abstrichperiode mit 80—82 % Blei, 4—6 % Antimon und $\frac{1}{2}$—$\frac{3}{4}$ Loth Silber im Ctr. in einem Spurofen mit verdeck-

1) Kerl, Unterharz. Hüttenpr. 1861. S. 67.

tem Auge, dem gewöhnlichen Glättfrischofen, bei dunkler Gicht und heller Form unter Zusatz von etwa $1/6$ Kupfererzschlacken mit Holzkohlen statt. Von 100 Ctr. erfolgen bei einem Aufwande von 1,6 Karren Kohlen in einer Campagne von 24 Stunden: Schmelzproducte.

1) 50—56 Ctr. Hartblei (Analyse Bd. I. S. 721) mit $7/8$ Loth Silber bei Anwendung von Holzkohlen, und mit $15/16$ Loth Silber bei Anwendung von Koks.

2) 10—16 Ctr. Frischschlacken mit 15—20% Blei bei Anwendung von Holzkohlen, und mit 4—$4\frac{1}{2}$% Blei bei Anwendung von Koks. Dieselben werden entweder den Bleierzschichten zugetheilt oder mit Koks für sich umgeschmolzen. Das dabei erfolgende Schlackenhartblei (Analysen Bd. I. S. 721) enthält bis 1 Loth Silber, die Schlacken 4—5% Blei.

Auf den Unterharzer Hütten wird bei der Unreinheit der Werke vor dem Abstrich Abzug genommen, welcher zur Gewinnung seines Silber-, Kupfer- und Bleigehaltes der Abzugarbeit unterworfen wird. Abzugsarbeit.

Bei einem Gehalte von 74—88% Blei und $2\frac{1}{2}$—$3\frac{1}{4}$ Loth Silber wird der Abzug daselbst mit $1/3$ Kupfererzschlakken (um das sonst matte Schmelzen hitziger zu machen), ganz wie Abstrich, mit dunkler Gicht und heller Form in einem Spurofen mit offenem Auge mit Holzkohlen reducirt. Dabei entstehen:

1) Abzugswerkblei mit $2\frac{5}{8}$—$3\frac{1}{4}$ Loth Silber, welches abgesaigert und die dabei fallende Krätze auf einen Stein mit 40—50% Kupfer verschmolzen wird. Schmelzproducte.

2) Abzugstein mit 40—50% bleiischem Kupfer, durch den Schwefelgehalt des Abzugs und der Kupfererzschlacken gebildet. Wird auf Kupfer verarbeitet.

3) Schlacken, welche je nach ihrem Gehalt auf die Bleierzschichten kommen oder abgesetzt werden.

Von 100 Ctr. Abzug erfolgen bei einem Aufwand von 4—5 Karren Kohlen zum Schmelzen und $1/4$—$1/2$ Karren Kohlen zum Saigern: 45—55 Ctr. gesaigerte Abzugswerke mit 3—$3\frac{1}{4}$ Loth Silber (zum Abtreiben), 15—21 Ctr. Abzugstein und 7—10 Ctr. Abzugsaigerkrätz.

Von 100 Ctr. Abzugsaigerkrätz erhält man mit 11 bis

12 Karren Kohlen zum Schmelzen und $^1/_8$—$^1/_4$ Karren zum Saigern 20—22 Ctr. gesaigerte Abzugsaigerkrätzwerke mit 2—$2^1/_2$ Loth Silber (zum Abtreiben), 22—26 Ctr. Abzugssaigerkrätzstein und 10—12 Ctr. Saigerkrätz. Die kupferhaltigen Steine werden auf Kupfer weiter verarbeitet.

Przibram. C. Zu Przibram[1]) wird der Abstrich (schwarze Glätte) in Quantitäten von 75 Ctr. innerhalb 20—22 Stunden umgeschmolzen (verblasen), wobei 2—3löthige Werke zum Abtreiben und Verblasenschlacke (gesaigerter Abstrich) mit 56—60% Blei erfolgen. Auf 100 Ctr. Abstrich zu saigern gehen 163,27 Cbkfss. Holz und auf 100 Ctr. Blei beträgt der Verbrand etwa $7^1/_2$ Ctr. Das Frischen des Abstrichs geschieht, wie beim Glättefrischen (S. 259), in einem Tiegelofen, dessen Stich aber nur zeitweilig geöffnet wird. Der Abstrich wird mit 36—40% Schlacken und Gekrätz vom eigenen Schmelzen und mit 24% Frischschlacken auf Hartblei mit 18—24% Antimon und Schlacken und Gekrätz mit 12—24 Pfd. Blei durchgeschmolzen, welche letzteren bis zur hinreichenden Entarmung 1 oder 2mal zurückgearbeitet werden. Von $637^1/_2$ Ctr. gesaigertem Abstrich erfolgten mit $229^1/_2$ Ctr. eigenen Schlacken, $229^1/_2$ Ctr. Eisenfrischschlacken und 3890 Cbkfss. Kohlen 300 Ctr. Hartblei und 347 Ctr. Schlacken.

Freiberg. D. Zu Freiberg wird 1) der antimonreiche Abstrich mit einem geringen Zuschlag von alten Bleischlacken, wie Glätte, auf Hartblei verfrischt und die dabei fallende

n gerösteten Zustande zur Bleistein- oder Kupfersteinarbeit, und Schlacken, wie Glättfrischschlacken behandelt.

Das Verfrischen der Gekrätze vom Saigern und der Abüge vom Bleiraffiniren, sowie das Raffiniren der hieraus rhaltenen Frischbleie wird so lange fortgesetzt, bis die erlgenden Frischbleie wegen schlechter Beschaffenheit und gegen Silbergehaltes als Hartbleie in den Handel gehen können.

3) Der Abzug vom Reichtreiben wird bei der Bleibeit vorgeschlagen, der Abzug vom Bleiraffiniren itweder, wie bereits bemerkt, mit den unter 2) angegeben Producten verfrischt oder auch wohl im Raffinirofen igeschmolzen, wobei resultiren: Blei zum Raffiniren, ein zur Bleisteinarbeit, Speise zum Speiseraffiniren und bstrich zum Frischen.

E. Zu Holzappel wird der Abstrich (Analyse Bd. I. 778) wie am Oberharz einer Saigerung unterworfen, dann f Hartwerk, zu Zapfenlagern sehr anwendbar, verschmolu. Das eigentliche zur Hagelfabrikation taugliche Hartblei nalyse Bd. I. S. 721) erfolgt beim Verschmelzen des beim ättfrischen im Flammofen (S. 253) fallenden Geschurs. Holzappel.

F. Zu Müsen verfrischt man den zweiten Abstrich und iält von 100 Ctr. mit 15 Ctr. Koks an 80 Ctr. Hartblei. Müsen. Ausbringen. n 35 Ctr. Frischschlacken erfolgen 3 Ctr. Hartblei bei iem Aufwand von 3 Tonnen Koks und 3 Ctr. Eisenhlacken.

G. Zur Emser Hütte wird der Abstrich in einem irnthner Flammofen gesaigert, wobei von 100 Ctr. im Abich enthaltenen Bleies bei 1,72 % Verlust 62,08 % Hartrkblei und 36,20 % Blei im Rückstand erfolgen. Die ickstände werden im Schachtofen auf verkäufliches Hartei verfrischt und das ausgesaigerte Hartwerkblei in Posten n 25 Ctr. dem Treiben zugetheilt. Ems.

---

## III. Theil.

### Verschmelzen des bleiischen Herdes.

§. 50. Allgemeines. Der hauptsächlich mit Bleioxyd prägnirte, aus Mergel, ausgelaugter Holzasche oder Kalk Zugutemachungsart

und Thon bestehende Treibherd wird gewöhnlich anderen Schmelzarbeiten zugetheilt und höchst selten mit starken Schlackenzuschlägen, Lehm etc. für sich verarbeitet. Auf

ibirien. Sibirischen Hütten wird derselbe nach AIDAROW[1]) mit Vortheil in einem Flammofen mit alten Haldenschlacken und Brucheisen oder Eisensauen zugutegemacht, wobei das von den zugeschlagenen Schlacken aufgenommene Bleioxyd durchs Eisen abgeschieden wird. Wie es scheint, ist der Metallverlust im Flammofen geringer, als im Schachtofen.

rnowitz. Zu Tarnowitz wird der Herd von den Armtreiben auf Kaufblei, der von den Reichtreiben mit silberhaltigen Vorschlägen (Abzug, Bleiasche und Testen vom Silberraffiniren) auf treibwürdiges Werkblei verschmolzen, weil man diese Producte wegen des geringeren Silbergehaltes der bleireicheren Erz- und Schliegbeschickung nicht vorzuschlagen braucht. 100 Ctr. dieser Producte, mit 4 Ctr. Wascheisen und 15 Ctr. Eisenfrischschlacken beschickt, geben mit 56 Ctr. Stückkohlen in 22 Stunden: 64 Ctr. Kauf- und Werkblei und 104 Ctr. Herdfrischschlacke und Schur. 100 Ctr. von letzteren beiden liefern in 18 Stunden bei einem Verbrauch von $8\frac{1}{2}$ Ctr. Eisenfrischschlacken und 26 Ctr. Stückkohlen 2 Ctr. Werkblei. Es beträgt das Bleiausbringen aus 100 Ctr. Herd, Vorschlägen etc. etwa 66 Ctr.

---

## IV. Theil.

doch nicht immer von günstigen Resultaten begleitet, indem der Ausfall desselben, ausser von dem Bleigehalte der Schlakken, noch vom Preise des Brennmaterials, des Bleies und der Höhe der Schmelzerlöhne abhängt. Misslichkeit d. Schlackenschmelzens.

Die Ausscheidung des in den Schlacken an Kieselerde gebundenen Bleioxyds erfordert Zuschläge von kräftigen Basen, z. B. Kalk, Eisenoxydul etc. und hohe Temperaturen, womit der Brennmaterialverbrauch im Verhältnisse steht. Richtet man die Beschickung zu leichtflüssig ein, so ist die Reduction des Bleioxyds entweder unvollständig oder es scheiden sich, wenn die Leichtflüssigkeit durch Zuschläge eisenhaltiger Substanzen herbeigeführt wurde, Eisensauen und Bühnen ab, die den Ofengang erschweren. Bei zu strengflüssiger Beschickung werden die Kosten für das ausgebrachte Blei wegen langsamer Arbeit und bedeutenden Brennmaterialaufwandes nicht gedeckt, weshalb das Schlakkenschmelzen meist ein missliches Unternehmen bleibt. Koks leisten dabei mehr, als Holzkohlen, desgleichen hat erhitzte Gebläseluft sich zuweilen vortheilhaft erwiesen.

In manchen Fällen empfiehlt es sich, die Schlacken mit kiesigen Erzen auf Rohstein zu verschmelzen (Freiberg) oder auch durch einen geringen Zuschlag von Kies einen Kupfergehalt der Schlacken in einem Steine auszuscheiden (Freiberg).

Das Schlackenschmelzen kann in Schacht- oder Flammöfen geschehen. Schmelzmethoden.

§. 52. Beispiele.

A. Auf den Freiberger Hütten werden die Bleierzschlacken im Flammofen auf Rohstein verschmolzen (S. 199), die Glättfrisch- und Abstrichfrischschlacken unter Zuschlag von Kies auf Blei und Stein (S. 258). Freiberg.

B. Zu Tarnowitz setzt man die Glättfrisch- und Herdfrischschlacken mit Eisenfrischschlacken und theilweise mit metallischem Eisen im Schachtofen durch (S. 260). Tarnowitz.

C. Auf der Saigerhütte bei Hettstädt im Mansfeld'schen werden alte Bleischlacken mit 10—13 % Blei in einem 14 Fuss hohen und 2 F. 4 Z. tiefen Sumpfofen verschmolzen. Es beträgt die Weite desselben an der Form- Hettstädt.

wand oben 2 F. 4 Z., an der Form 2 F. 6 Z. und beim Sohlstein 2 F., die Weite an der Vorwand oben 1 F. 8 Z., bei der Form 1 F. 10 Z. und am Sohlstein 1 F. 6 Z. Die Form liegt mit $^1/_8$ ° Fallen 22 Z. über dem Sohlstein.

Die Beschickung besteht aus 1 Fuder = 50 Ctr. Bleischlacken, $^1/_2$ Ctr. Eisenbohrspänen, $1^1/_4$—$1^1/_2$ Ctr. Eisenhammerschlag, 0,2 Ctr. Aschenknoten und 0,1 Ctr. Flussspath. Dieselbe wird bei 4 Z. langer, heller Nase in etwa 18 Stunden bei Zuführung von 160—165 Cbkf. Luft durchgesetzt, die Metallmasse in eiserne Formen abgestochen und die neue Schlacke mit 3 % Blei abgesetzt. Aus 53 Fuder à 50 Ctr. Schlacken erfolgen 110 Ctr. Metallmasse in 37 Schlackenstücken mit 76 % Blei und 2,13 % Kupfer bei einem Aufwand von 146 Ton. Kohlen und 120 Ton. Koks, so dass auf 1 Fuder Schlacken 2,07 Ctr. Metallmasse, 0,7 Schlackenstücke, 2,76 Ton. Kohlen und 2,45 Ton. Koks kommen. Die Schlackenstücke werden abgesaigert, wobei auf 1 Fuder Schlacken 1 Ctr. $47^3/_4$ Pfd. Handelsblei, 30 Pfd. Kienstöcke und wenig zum Schlackenschmelzen zurückgehende Saigerdörner mit 0,24 Ton. Kohlen erfolgen. Die Kienstöcke werden im kleinen Herd verblasen und gaar gemacht. Auf 1 Fuder Schlacken bringt man mit 0,44 Ton. Kohlen 4,41 Pfd. Kupfer aus. Man gewinnt pro Fuder Schlacken etwa 1 Thlr. Im Jahre 1854 erfolgten von 247 Fud. Schlakken 327 Ctr. Blei und 40 Ctr. Kupfer. Die Beschickung von 1 Fuder Schlacken mit 1,19 Ctr. Hammerschlag, 0,48 Ctr. Bohrspänen, 0,11 Ctr. Aschenknoten und 0,10 Ctr. Flussspath wurde mit 2,5 Ton. Holzkohlen und 2,5 Ton. Koks verschmolzen.

Sardinien. D. In der Provinz Iglesias[1]) auf der Insel Sardinien werden in mehreren Hütten alte Bleierzschlacken mit 11 bis 18 % Blei und 7—10 Gramm Silber in 100 Kil., sowie Glättfrischschlacken mit bis 43 % Blei und 6 Gr. Silber in 100 Kil. verschmolzen. Auf der Hütte zu Domusnovas z. B. dienen zum Schlackenschmelzen 9 Schachtöfen von 4,5 Met. Höhe über der Form, zwei- und dreiförmig und

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 435. — Oest. Ztschr. 1861. S. 395. — Neigebauer, Bergwerksverh. im Königr. Sardinien, B. u. h. Ztg. 1857. S. 272.

durch etwa 70 Cubikmet. Luft von 0,04 Met. Quecksilberpressung gespeist. Die Schlacken enthalten 29,00 $\ddot{S}i$, 16,00 $\dot{P}b$, 28,05 $\dot{F}e$, 3,50 $\ddot{S}b$, 0,40 $\dot{Z}n$, 12,00 $\ddot{A}l$, 1,55 $\dot{C}a$ und 9,50 FeS. Man setzt in 24 Stunden etwa 8 Ton. à 1000 Kil. mit 6 % Eisenbohrspänen und Gusseisen durch, und bringt mit 15 bis 17 % Eichenholzkohlen 10—11 % Blei aus. Man erhält aus einem Ofen in 24 Stunden etwa 800 Kil. Blei. HEINR. SERPIERI hat in Cagliari das erste Hüttenwerk für Sardinische Schlacken gegründet, welches jährlich an 20000 Ctr. Blei liefert. Dieses ist reicher an Silber, als solches aus Bleiglanz von andern Werken und wird seit Kurzem auf einem Hüttenwerke bei Genua pattinsonirt. Dasselbe kann jährlich über 3000 Ton. Blei bearbeiten.

E. In Spanien werden an verschiedenen Puncten alte Römerschlacken zugutegemacht. So setzt man z. B. zu Amadir[1]) bei Almazaron in einförmigen Sumpföfen von 0,95 Met. Höhe, 0,60 bis 0,65 Met. Weite und 0,75—0,80 M. Tiefe in 24 Stunden 100 Ctr. Schlacken mit 15,16 % Koks durch. Spanien

## III. Abschnitt.
## Raffiniren des Bleies.

§. 53. Allgemeines. Das auf Hüttenwerken erzeugte Blei ist niemals chemisch rein, sondern enthält, je nach der Qualität der fremden Beimengungen im Erz, Kupfer, Silber, Antimon, Arsen, Zink, Eisen, Wismuth, Nickel und Schwefel. Diese Substanzen machen das Blei mehr oder weniger hart und klingend und vermindern dessen Handelswerth, indem dasselbe dadurch bald zur chemischen, bald zur mechanischen Verarbeitung weniger geeignet wird. In ersterer Hinsicht wirkt ein Kupfer-, Antimon- und Arsengehalt, in letzterer ein Antimon- und Arsengehalt besonders schädlich, z. B. beim Walzen des Bleies, während ein gewisser Kupfergehalt dabei ohne Einfluss bleibt.[2]) Zu- Verunreinigungen d. Bleies.

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 62.
2) KERL, Oberharz. Hüttenproz. 1861. S. 446.

weilen zeigt sich das reinste Blei in Folge eines krystallinischen Gefüges (PATTINSON'sches Blei) beim Walzen brüchig.[1]) Auch ein geringer Gehalt an Bleioxyd soll das Blei, ähnlich wie Kupferoxydul das Kupfer, härter machen.[2])

Nach den Untersuchungen von REICH[3]) und STRENG[4]) wird Eisen vom Blei nur wenig aufgenommen, jedoch um so mehr, je länger dasselbe, z. B. in eisernen Gefässen, damit in Berührung bleibt. Dasselbe scheidet sich jedoch durch Oxydation auf der Oberfläche des Bleies meist wieder ab, so dass selten mehr als 0,02—0,07 % Eisen zurückbleiben. Von Zink werden, nach MATHIESSEN und v. BOSSE[5]), im Blei höchstens 1,5 % zurückgehalten.

Erkennung des reinen Bleies.

Je reiner das Blei, um so höher ist dessen specifisches Gewicht (Bd. I. S. 693), und um so grösser seine Weichheit und Dehnbarkeit. Vor dem Löthrohr auf Kohle lässt sich beim Einschmelzen desselben ein geringer Antimon- und Arsengehalt nachweisen, indem dann statt der für reines Blei characteristischen bleigrauen, glänzenden und von Bleioxyd gelblich schimmernden Oberfläche eine matte Oberfläche mit schwärzlich grauer Farbe hervortritt, Antimon an dem entstehenden Beschlag und Arsen auch am Geruche sich zu erkennen gibt.[6]) Die übrigen Verunreinigungen des Bleies lassen sich nach KERL's Leitfaden bei qualitativen und quantitativen Löthrohruntersuchungen, 1862. S. 83, nachweisen.

Als unfehlbares Zeichen der Reinheit wird auf englischen Hüttenwerken das Auftreten von Regenbogenfarben angesehen, wenn man von der Arbeitsöffnung aus mit einer Krücke auf der Oberfläche des geschmolzenen Bleies hinfährt. Bei reinem Blei entsteht auch Glätte von guter Farbe, wenn man nach dem Schlackenabziehen noch etwas oxydiren lässt. Die Arbeiter nehmen zuweilen auch kleine Proben, giessen sie auf eine heisse eiserne Platte und beobachten, ob das Blei runde Kügelchen bildet oder nicht; in

1) KERL, Oberharz. Hüttenproz. 1861. S. 446.
2) DINGL. polyt. J., Bd. 32. S. 286.
3) Freiberger Jahrb. 1860. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 28, 284.
4) B. u. h. Ztg. 1860. S. 127, 284.
5) ERDM., J. f. pr. Chem. Bd. 84. S. 323.
6) PLATTNER's Vorles., herausgeg. von RICHTER. II, 45, 138.

letzterem Falle nähert es sich der Weiche. Dieses Zeichen ist aber nur dann von Werth, wenn das Blei Arsen enthält, weniger bei einem Antimongehalt.

Theorie der Bleiraffination

Die zur Reinigung unreiner Werkbleie (behuf des Pattinsonirens) und silberarmer Bleie, um sie in Handelswaare zu verwandeln, angewandten Methoden beruhen entweder darauf, strengflüssige Beimengungen vom Blei durch Saigern zu trennen oder das Blei dem oxydirenden Einflusse der gewöhnlichen Luft oder der Gebläseluft bei mehr oder weniger hoher Temperatur längere oder kürzere Zeit auszusetzen, je nach der Qualität und Quantität der fremden Beimengungen. Während Eisen, Zink und auch Kupfer beim Einschmelzen in möglichst niedriger Temperatur sich grossentheils als eine mussige, halbgeschmolzene Masse (Schlicker, Krätze) auf der Oberfläche des Metallbades abscheiden, wenn man die Kruste wiederholt abzieht, so erfordern Antimon und Arsen ein längeres oxydirendes Schmelzen, nöthigenfalls bei Anwendung von Gebläseluft, um sie theils zu verflüchtigen, theils in einer abstrichartigen Masse auf der Oberfläche des flüssigen Bleies abzuscheiden. Mit der Höhe der Schmelztemperatur, der Dauer der Raffination und der Anwendung von Gebläseluft wachsen der Bleiverlust und die Kosten. Lässt man kupferreiche Krätze (Schlicker) bei erhöhter Temperatur längere Zeit in Berührung mit dem Blei, so wird von demselben nach REICH[1]) ein Theil des Kupfers wieder aufgenommen. Das Raffinirgekrätz wird auf verschiedene Weise weiter behandelt.

Bleireinigungsmethoden.

## §. 54. Bleireinigungsmethoden.

Zur Reinigung des Bleies wendet man hauptsächlich nachstehende Methoden an:

Abschäumen.

A. Das Abschäumen des Bleies. Das beim Glättfrischen erfolgte und in den Stechherd abgelassene Blei wird von der auf seiner Oberfläche sich bildenden kupfer- und antimonhaltigen Haut (Bleidreck) so lange wiederholt befreit, bis das Blei die zum Eingiessen in die Formen passende Temperatur hat. Hier wird das Abziehen des Bleidrecks mit einer Kratze (Oberharzer Hütten) oder mit zwei

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 284.

Holzbrettchen (Englische Bleihütten) so lange abgezogen, bis die reine Bleifarbe zum Vorschein kommt. Der Bleidreck wird noch auf Blei und Kupfer weiter verarbeitet (S. 256). Diese Reinigungsmethode zeigt sich nur bei reineren Bleisorten mit geringen Kupfergehalten wirksam. Sie wird zuweilen noch dadurch begünstigt, dass man das flüssige Blei im Stechherd mit Holzgenist, Hobel- oder Sägespänen, feuchter Kohlenlösch etc. umrührt, wobei durch die eintretende Gasentwicklung mechanische Beimengungen auf die Oberfläche gebracht und auch durch Vergrösserung der Berührungsflächen die Oxydation der fremden Stoffe befördert wird. Auf diese Weise lassen sich das im Flammofenblei häufig enthaltene und dasselbe mussig machende Unterschwefelblei, sowie Schwefeleisen, eingemengte Erztheile etc. abscheiden.

**Saigern.** B. Saigern des Bleies, hauptsächlich zur Abscheidung strengflüssiger Substanzen (Kupfer, Nickel, Eisen etc.), die in grösserer Menge im Blei vorkommen (Saigern von Unterharzer Frischblei, von Schlackenbleien etc.). Das Saigern geschieht entweder auf einem Saigerherd oder, wie früher in Freiberg, auf die Weise, dass man 40 bis 50 Ctr. Blei oben in einen von Schlackensteinen hergestellten schrägen Canal auf eine angezündete Holz- und Kohlenunterlage (auf $^1/_6$ Klafter Holz) brachte, wobei 94—96% Blei und 3—4% Abgänge mit 40—70% Blei (zur Bleisteinarbeit) erfolgten. Bei 2% Bleiverlust gingen auf 100 Ctr. Frischblei zu saigern 42 Cbkfss. Scheitholz und 25 Cbkfss. Kohlen. Das Saigern zur Bleireinigung ist ein zwar einfacher, aber unvollkommner und zu grösseren Metallverlusten führender Prozess.

**Polen.** C. Polen des Bleies. Dieses Verfahren, z. B. zur Reinigung des dem PATTINSON'schen Prozess zur Altenauer[1]) Hütte am Oberharz zu unterwerfenden Werkbleies angewandt, wird auf die Weise ausgeführt, dass man in dem Einsatzkrystallisirkessel von 5 F. $6^1/_2$ Z. Durchmesser und 2 F. 10 Z. Tiefe 225 Zollctr. Blei innerhalb 6—8 Stunden einschmilzt, dann die oberflächlich abgeschiedenen Unreinig-

1) KERL, Oberharzer Hüttenprozesse. 1860. S. 624.

keiten (Abzugswerke, Schlicker), etwa 1/6 des Einsatzes. mittelst eines angespiessten Holzknüppels zusammenzieht und mittelst einer durchlöcherten Kelle in Formen überführt. Ist nach 1/2—3/4 Stunden die Oberfläche klar geworden, so wird 2 Stunden lang gepolt, d. h. ins Metallbad bis nahe an den Boden des Kessels eine Birkenstange mittelst einer Hebelvorrichtung eingebracht. Dabei geräth das Metall in stark sprudelnde Bewegung, die Oberfläche wird fortwährend erneuert und es findet dabei eine reichliche Abscheidung von Bleidreck oder Bleikrätze statt, welcher mit durchlöcherten Kellen abgenommen wird. Diese reiche Bleikrätze wird verfrischt und die dabei fallenden Werke gemeinschaftlich mit den Abzugswerken abgetrieben. Wie die Untersuchung der Abzugswerke und der Bleikrätzen durch STRENG [1]) ergeben hat, wird durch das Polen der grösste Theil des Antimons und Kupfers entfernt und dürfte bei den nicht sehr unreinen, silberreichen Oberharzer Werkbleien diese Reinigungsmethode vor dem Bleiraffiniren im Flammofen eine Ersparung an Brennmaterial, Zeit und Arbeitskosten, sowie geringere Bleiverluste voraus haben.

Auf Stadtgrunder [2]) und Schemnitzer [3]) Hütte in Ungarn wird das Blei in einem Flammofen mit geneigter, muldenförmiger Sohle gesaigert und dann gepolt, indem das abgesaigerte Blei sofort in einen, beim Flammofen stehenden Polkessel fliesst. Dabei erzielt man bei geringern Kosten, einem etwas grösseren Brennmaterialaufwand und einer grösseren Production bei 0,59 — 0,73 % Bleiverlust ein reineres Blei (b), als bei dem früheren Saigern (a).

| | Pb | Ag | Cu | Sb | Fe | Zn |
|---|---|---|---|---|---|---|
| a. | 98,954 | 0,005 | 0,456 | 0,212 | 0,126 | Spr. |
| b. | 99,900 | Spr. | 0,090 | — | 0,009 | — |

Bei den antimonreicheren Bleien zu Stolberg (Bleiberg, Binsfeldhammer) entsprach ein Polen dem Zwecke nur sehr unvollkommen.

D. Das Pattinsoniren des Bleies. Der Krystallisir- Pattinson

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 67.
2) Schemnitz. u. Leob. Jahrb. 1862. Bd. XI. S. 139.
3) Ibid. S. 199 (durch Zeichnung erläutert).

[redacted]



prozess, mit Vortheil überall nur bei reineren oder besonders raffinirten Werkbleien auszuführen, liefert Blei von grosser Reinheit und wird wohl aus diesem Grunde — weniger der Entsilberung wegen — bei silberreicheren, schon treibwürdigen Bleien unternommen (Altenauer Hütte, Freiberg). Der noch im Blei enthaltene geringe Kupfer- und Antimongehalt geht, worauf BAKER[1]) aufmerksam gemacht hat, zum grössten Theil in die silberreiche Mutterlauge, während sich aber ein Arsengehalt in den Krystallen ansammelt. Bei einem grösseren Kupfergehalt im Werkblei werden auch die Krystalle kupferreicher[2]) und es empfiehlt sich in einem solchen Falle eine Raffination des ersteren (Analysen von pattinsonirten Bleien in Bd. I. S. 695).

Schmelzen im Zugflammofen.

E. Oxydirendes Schmelzen im Zugflammofen. Dieses Verfahren kommt bei unreineren, sowohl silberarmen, als silberhaltigen Bleien zur Anwendung und muss um so längere Zeit fortgesetzt werden, je unreiner das Blei ist. Nachstehende Beispiele ergeben das Nähere:

England.

1) In England raffinirt man auf vielen Hüttenwerken kupfer- und namentlich antimonhaltige Bleie in Flammöfen, welche für das Pattinsoniren bestimmt sind. Bei unreineren Werken und grösserer Production besteht der Herd des Flammofens gewöhnlich aus einer gusseisernen Pfanne mit einer Feuerung oder mit Feuerungen an zwei gegenüberliegenden Seiten (z. B. Panther Bleiwerk in Bristol); bei reineren Bleien genügt ein Flammofen mit stark vertieftem Herde (Bleihütte zu Par in Cornwall und zu Deebank in Flintshire), oder ein solcher mit einem PATTINSON'schen Kessel statt Herd (ENTHOVEN's Bleiwerk zu Rotherhitte bei London, Upper ordonance Warf). Solche Kessel halten besser als die gusseisernen Pfannen und gestatten bei der dortigen nicht sehr unreinen Beschaffenheit des Werkbleies eine Reinigung von 6—8 Ton. Blei in 7 Stunden. Je nach der Reinheit des Werkbleies variiren die Grösse der Einsätze und die Zeitdauer der Raffination; gewöhnlich verarbeitet man 2 Chargen Blei, jede zu 5—8 Ton., in 24 Stunden.

1) B. u. h. Ztg. 1857. S. 26.
2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 67.

Die Abzüge von der Bleiraffination werden entweder auf Hartblei verschmolzen (Par), oder in einem Flammofen mit geneigter Sohle reducirt, das erfolgende Blei raffinirt und pattinsonirt und der Abzug von dieser Raffination im castilischen Ofen (S. 71) erst auf Hartblei verschmolzen (Rotherhitte). Zuweilen sind die Abzüge so unrein und reich an Antimon, dass sie auf den Werken selbst nicht verfrischt, sondern zum gelegentlichen Verkauf aufbewahrt werden (Deebank).

Bei den Bleiraffiniröfen[1]) mit gusseiserner Herdpfanne *b* (Taf. III. Fig. 70, 71) ist letztere am Boden $1\frac{1}{4}$ Zoll, am Rande, wo sie dem Verbrennen am meisten ausgesetzt ist, 3 Zoll dick. Sie ruht auf einer Sandunterlage, ist hinten etwas tiefer, als vorn, und hat an den langen Seiten 1 Zoll, an den kurzen $1\frac{1}{2}$ Zoll Spielraum hinter sich zur Ausdehnung. Die Feuerbrücke *f* ist entweder ganz massiv oder sie enthält einen vertikalen Schlitz, der mit einem horizontalen, über dem Pfannenrand mündenden Canal communicirt und zur Einführung von Luft dient. Man trägt entweder durch die Arbeitsöffnung *a* die Bleimulden in den rothglühenden Ofen ein, oder das Blei wird flüssig aus dem Kessel *e* durch den Canal *d* zugeführt. Zur Ablassung des gereinigten Bleies dient entweder ein durch Knochenmehl oder einen eisernen Pflock geschlossener Ausguss *c*, aus welchem das Blei durch eine bewegliche Rinne in einen Kessel fliesst, oder es ist am tiefsten Puncte in dem Boden der Pfanne ein 2 Zoll weites Loch gebohrt, welches durch einen kegelförmigen eisernen Stopfen verschlossen wird. Dieser ist auf dem Ende eines langen Hebelarmes befestigt, dessen anderes Ende durch ein Gegengewicht beschwert ist. Unter diesem Stichloche steht in einer Nische ein eiserner Kessel zur Aufnahme des Bleies, welcher zur Hälfte aus der Nische am schmalen Ende des Ofens hervorragt. Die Flamme wird entweder durch 2 horizontale Füchse *g* in die Esse abgeleitet, oder es führt ein $7\frac{1}{2}$ Zoll weiter Fuchs am Ende der Pfanne nach oben durchs Gewölbe. Man setzt

1) Phillips, Manual of Metallurgy. London 1852. p. 494. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 433.

8—11, gewöhnlich 10 Ton. Blei in den rothglühenden Ofen ein und rührt bei Unterhaltung dieser Temperatur die flüssig gewordene Masse öfters und stark um, bis sich auf der Oberfläche eine etwa $\frac{1}{2}$ Zoll dicke flüssige Schlackendecke gebildet hat. Dann trägt man 3—4 Schaufeln eines Gemenges von 1 Vol. gebranntem und zerfallenem Kalk und 2 Vol. Kohlenklein ein, rührt dasselbe gut um, wo dann alsbald eine Bleireduction in der Schlacke erfolgt und diese steif und trocken wird, worauf man sie aus der Arbeitsöffnung auszieht. Dieses wird so oft wiederholt, bis das Blei hinreichend rein und weich geworden, was man am Entstehen der Regenbogenfarben (S. 276) bemerkt und wenn eine genommene Probe ein eigenthümlich flockig krystallinisches Gefüge annimmt. Je nach der Unreinheit des Bleies kann eine Raffination 12 Stunden bis mehrere Wochen dauern. Die abgezogenen Schlacken werden gefrischt, das dabei erfolgende Hartblei raffinirt und die davon erhaltene antimonreiche Schlacke auf eigentliches Hartblei verschmolzen. Die Kosten für Raffination 1 Ton. ungereinigten spanischen Bleies betragen im nördlichen England etwa 2 Sch. 4,4 d.

Stolberg. 2) Zu Stolberg bei Aachen wird auf Binsfeldhammer-Hütte Werkblei vor dem Pattinsoniren in einem Flammofen mit eiserner Herdpfanne *a* und zwei Feuerungen (Bd. I. Taf. XI. Fig. 266, 267) raffinirt. Die Pfanne ist 9 F. $5\frac{1}{2}$ Z. lang, 6 F. $1\frac{1}{2}$ Z. breit und $5\frac{1}{2}$ Z. tief. In der Mitte der einen langen Seite befindet sich ein 13 Z. langer und $4\frac{1}{2}$ Z. weiter Ausguss *b* zum Ablassen der Werke. Der Boden der Pfanne hat $2\frac{3}{4}$ Z., der Rand $1\frac{3}{4}$ Z. Stärke und die Pfanne wiegt durchschnittlich 80 Ctr. Vor der Feuerbrücke liegt das Gewölbe 22 Zoll, in der Mitte 26 Z. über dem Boden der Pfanne; die Feuerbrücken sind vom Roste ab 20 Z., vom Pfannenboden ab 10 Z. hoch, der Feuerungsraum 7 F. lang und 2 F. 2 Z. breit.

Man schmilzt einen Einsatz von 70—80 Ctr. bei mässiger Feuerung ein und erhält das Metallbad etwa 10 Stunden lang bei niedriger, nicht bis zur Rothgluth steigender Temperatur, wobei sich die Unreinigkeiten auf der Oberfläche ausscheiden. In den ersten Stunden der Behandlung gibt man zur rascheren Entfernung der Unreinigkeiten eine

stärkere Hitze und rührt einige Schaufeln Gruskohle in den ausgeschiedenen Bleidreck ein, worauf derselbe, wenn er eine trockene, pulverige Beschaffenheit angenommen hat, mittelst einer durchlöcherten Schaufel durch die Oeffnung *d* abgezogen wird. Hierauf werden die Unreinigkeiten in dem Maasse, als sie sich oberflächlich absondern, entfernt, indem man die immer mehr abnehmende Ausscheidung durch wiederholtes Umrühren befördert, bis nach 10stündiger Behandlung die hinreichende Reinheit erlangt ist. Sodann wird das Blei in einen vor dem Ofen durch eine eigene Feuerung erwärmten eisernen Kessel abgelassen und aus diesem in Mulden von 100 Pfd. Gewicht gegossen, wobei sich ausscheidender Bleidreck nochmals abgezogen wird. Da zum Auskellen und Wiederbesetzen des Ofens noch 2 Stunden erforderlich sind, so werden durchschnittlich 75 Ctr. in 12 Stunden mit 5 Berliner Scheffel à $1^7/_9$ Cbkfss. Steinkohlen gereinigt. Man erhält dabei etwa 4 % Bleidreck. Ein Flammofen statt mit eiserner Pfanne mit Ziegelsteinausmauerung lief leicht aus. Dagegen befindet sich ein solcher zu Bleiberg in gutem Gange, nachdem man um die Ziegel herum Kohlengestübbe aufgestampft hat. Das Blei bleibt unter häufigem Abziehen der antimonhaltigen Krätzen 24 Stunden im Ofen.

3) Auf der Hütte zu Rouet[1]) im Departement der Rhonemündungen werden in einem Flammofen mit 2 Feuerungen *a* (Taf. III. Fig. 72, 73) und einem aus Trachytsand *b* hergestellten Herde, welcher lange Zeit hält, sehr unreine spanische Bleie mit bis 10 % Antimon raffinirt. Je nach der Reinheit des Bleies dauert die Raffination 4 bis 48 Stunden bei 1—3 % Bleiverlust. Eine Charge von 8000 Kil. Blei erforderte zur Reinigung 36 Stunden Zeit und 1400 Kil. Steinkohlen und gab 7000 Kil. raffinirtes Blei und 1090 Kil. Krätze. Rouet.

F. Oxydirendes Schmelzen im Gebläseflammofen. Bei einem bedeutenden Kupfer-, Antimon- und Arsengehalt der Bleie bedarf es einer sehr kräftigen Oxydation dieser Schmelzen im Gebläseflammofen.

1) Bulletin de la Société de l'Industrie minérale. St. Etienne. II, 414, 431.

[redacted]



Substanzen, welche durch Anwendung von Gebläseluft, allerdings nur mit grösseren Metallverlusten, erreicht wird. Man bedient sich dazu entweder eines Treibofens und entabstricht das Blei darin, oder auch eines behuf Verminderung der Metallverluste besonders construirten Flammofens.

Freiberg.

1) Auf den Freiberger Hütten[1]) sind Flammöfen von ähnlicher Herdform, wie der Rohschlackenofen (S. 201) theils mit einem Herde aus feuerfester Masse, theils mit eisernen Pfannen in Anwendung. Die Pfanne hat 10 Fuss Länge, in der Mitte 7 Fuss oder etwas mehr, an der Feuerbrücke 4 Fuss 4 Zoll und an der dem Roste gegenüber gelegenen Arbeitsöffnung 1 Fuss Breite. Ueber letzterer führt ein Fuchs die Dämpfe in die seitlich liegende Esse und vor derselben befindet sich ein Schlot zum Schutz der Arbeiter. Die Pfanne ist in der Mitte 8 Zoll, an der Stichöffnung, welche sich in einer in der Mitte der einen Seite angegossenen Zunge befindet, 9—10 Zoll und am Rande 5—6 Zoll tief und fasst 100 Ctr. Einsatz, während der auf einer Eisenplatte geschlagene grössere und tiefere Chamotteherd eines andern Ofens 130 Ctr. Blei aufnehmen kann. Vor dem Stich befindet sich ein eiserner Kessel, der Stichöffnung gegenüber die Eintrageöffnung mit Gezäheisen und über dem Herde eine eiserne bewegliche Kuppel.

Das Blei wird langsam eingeschmolzen, die dabei gebildete kupferreiche, metallische Decke (Schlicker) abgezogen und dann zur Entfernung des Antimons und Arsens so lange schwache Gebläseluft durch vor beiden Seiten der Feuerbrücke mündende Düsen zugeführt, bis das Blei, nach wiederholter Wegnahme der gebildeten abstrichähnlichen Masse (Abzug) von seiner Oberfläche, den hinreichenden Grad der Reinheit erhalten hat. Dieser, sowie die Zeitdauer des Raffinirens hängt von der beabsichtigten Verwendung des Bleies ab.

a) Bei Frischblei aus Glätte, welches raffinirt und erst, nachdem dasselbe noch pattinsonirt, als Weichblei in den Handel geht, dauert die Raffination von 100 Ctr. 4—5 Stunden bei einem Aufwand von 12—14 Scheffel Stein-

1) Plattner's Vorlesungen, herausgegeben von Richter. II, 137.

kohlen in 24 Stunden. Eine genommene Probe wird dann auf ihre Dehnbarkeit und auf das Löthrohrverhalten geprüft. Das erfolgende Weichblei gehört zu den besten Sorten des Handels (Analyse Bd. I. S. 695). Dasselbe enthält höchstens 0,05—0,1 % Kupfer, 0,02—0,05 % Eisen und 0,02 bis 0,1 % Antimon und Arsen mit 11,369 spec. Gew. bei 15° C.

b) Beim Raffiniren von Werkblei behuf des Pattinsonirens gehen auf 100 Ctr. 10 — 12 Stunden Zeit und 5—6 Scheffel Steinkohlen.

c) Die dem Hartblei ähnlichen Bleie vom Verfrischen des Gekrätzes, Abstrichs und Abzugs vom Raffiniren, Abtreiben und Pattinsoniren erfordern, je nach ihrer Unreinheit und je nachdem sie als Weichbleie oder Hartbleie für die Schrotfabrikation abgegeben werden sollen, bis 60 Stunden Zeit zum Raffiniren und darüber (Analysen Bd. I S. 695, 696).

Als Producte vom Raffiniren können erfolgen:

a) Raffinirtes Werkblei, Weichblei oder Hartblei [unter der Herdsohle des Raffinirofens fand man haarförmiges Blei [1])].

b) Schlicker, werden im Raffinirofen ausgesaigert, dabei erhaltenes Saigerblei raffinirt und das Raffinirgekrätz verfrischt (S. 270).

c) Abzug oder Abstrich, nach Anlassung des Gebläses entstanden, wird verfrischt (S. 270).

d) Kesselabzüge, werden mit den Schlickern gesaigert.

2) Zur Antonshütte bei Schwarzenberg im Erzgebirge geschah früher das Raffiniren von jedesmal 50 Ctr. Frischblei im Treibofen auf einem Gestübbeherd.

F. Oxydirendes Schmelzen mit oxydirenden und solvirenden Zuschlägen. Von England aus sind nachstehende hierher gehörige Methoden in Vorschlag gebracht: Schmelzen mit Zuschlägen.

1) Nach Baker [2]) wird hartes Schlackenblei, dessen Raffination im Flammofen langwierig und kostspielig ist, Baker's Methode.

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 269.
2) B. u. h. Ztg. 1861. S. 440; 1862. S. 40. — Polyt. Centr. 1861. S. 827.

dadurch in kurzer Zeit gereinigt, dass man dasselbe, nachdem es abgeschäumt, aus dem Stechherd in einen rothglühenden eisernen Kessel überschöpft und zu 100 Theilen Blei 1 Thl. Kali- oder Natronsalpeter, oder zu 900 Thln. Blei 2 Thle. saures schwefelsaures Kali hinzufügt. Bei einer, den Schmelzpunct des Bleies übersteigenden Temperatur wird umgerührt und gebildete Krätze von der Oberfläche so oft beseitigt, bis dieselbe das für reines Blei characteristische Farbenspiel zeigt. Das Blei ist zum Walzen und jeder anderen technischen Verwendung geeignet.

PONTIFEX's Methode.

2) Nach PONTIFEX und GLASSFORD[1]) lässt sich aus Hartblei ein Weichblei und antimonreiches Blei auf nachstehende Weise gewinnen: Das Hartblei mit 3—15 % Sb wird auf dem aus einer gusseisernen Pfanne bestehenden Herd eines Flammofens eingeschmolzen, die gebildete Kruste abgezogen und auf die Oberfläche des Metallbades eine Mischung aus 3 Natronsalpeter, 4 calcinirter Soda und 4 gebranntem Kalk gleichmässig gestreut. Dann schliesst man einige Zeit die Ofenthüren, öffnet sie aber zuweilen, um zu beobachten, ob sich eine bräunliche Kruste von schlackiger Beschaffenheit auf dem Bleie zeigt, was gewöhnlich nach 10—20 Min. der Fall ist. Man schliesst dann die Thüren wieder, gibt frisches Brennmaterial auf, zieht, wenn der Rauch verschwunden ist und das Feuer hell brennt, die Kruste ab und streut eine neue Portion des Gemisches auf, was so oft wiederholt wird, bis eine genommene Bleiprobe sich dehnbar zeigt.

In 24 Stunden werden 9—10 Tonnen Blei mit etwa 55 Pfd. Kalkmischung behandelt. Bei antimonarmem Blei kann der Salpeterzusatz wegbleiben und man braucht dann in 24 Minuten 40—60 Pfd. Mischung.

Der Abzug wird in einem Schachtofen reducirt, das davon erfolgende antimonreiche Blei in einem eisernen Kessel eingeschmolzen und bis zu einem gewissen Grade abgekühlt, wobei sehr antimonreiches Blei auskrystallisirt, welches, wie beim PATTINSON'schen Prozess, mit einem durchlöcherten Löffel ausgeschöpft wird. Dasselbe geht als Antimonblei in

1) Polyt. Centr. 1855. S. 618.

den Handel, und die flüssige reinere Legirung wird wieder mit Kalkmischung behandelt.

Die jährliche Bleiproduction beträgt etwa in England 1280000, Spanien 1200000, Preussen 280000, Oesterreich 125000, Belgien 80000, Hannover 90000 und Sachsen 59000 Zollctr. Bleiproduction.

## Nachträge.

1) Bleiverflüchtigung bei den Schmelzprozessen. Nach FALLIZE bringt man aus einem 70 % Blei enthaltenden Bleiglanz nur 63 % beim Schmelzen aus, oder man hat pro Tonne (1000 Kil.) 70 Kil. Verlust. Hiervon werden bei der Flammofenarbeit (S. 39) etwa 68, bei der Röstreductionsarbeit in Schachtöfen (S. 162) an 60 Kil. verflüchtigt; das übrige Unausbringbare geht in die Schlacken. Noch grösser sind die Verluste durch Verflüchtigung beim Verschmelzen roher Erze in Schachtöfen (S. 116), indem dieselben im Vergleiche mit vorher im Flammofen gerösteten resp. 12,52 und 7,69 % betrugen. In der Zahl 7,69 % ist ein Röstverlust von 2,78 % inbegriffen. Je ärmer die Erze, um so mehr steigt der Verlust. Rechnet man die Verluste bei der weiteren Verarbeitung des Werkbleies hinzu, so steigt der Gesammtverlust auf 14—15 %, wovon $^3/_4$ = 10 % auf Bleiverflüchtigung kommen. Der Silberverlust beim Verschmelzen gerösteter Erze im Flammofen war fast gleich Null, bei rohen 0,0068 %. Aus Vorstehendem ergibt sich die Nothwendigkeit und Vortheilhaftigkeit der Rauchcondensatoren. Am wenigsten leisten blosse trockne Canäle (I. 554), vollständiger wirken Regenkammern (I. 556), sind aber wegen Unterhaltung von Gebläsevorrichtungen zur Herbeiführung von Zug kostspielig. Am zweckmässigsten sind nach FALLIZE Canäle, in denen die Condensation der Dämpfe sowohl, als die Herstellung des Zuges durch Wasserdämpfe herbeigeführt wird (Revue univers. 6 an. 3 livr. p. 368). Bleiverluste.

2) Verminderung des Bleiverlustes auf ungarischen Hütten durch Ausführung von Staubröstung, Vermind. d. Bleiverlustes.

statt Sinterröstung, Erhöhung und Erweiterung der Oefen, so wie durch Schwächung der Windpressung. Zur Zsarnovitzer Silberhütte ist nach SCHREDER der Bleiverlust von 12,56 % auf 3,74 % herabgebracht durch Einführung der Staubröstung statt der verschlackenden Röstung (S. 166, 207), wobei das Kühlrösten getrennt von dem Heissrösten geschieht; durch Zusatz von Kiesschliegen zu den Bleierzen, wodurch die Oxydation des Bleiglanzes befördert und Eisenoxyd gebildet wird, welches beim Schmelzen den Korneisenzuschlag entbehrlich und die Schlacke leichtflüssig macht; durch Herstellung einer Singulosilicatschlacke mit vorwiegendem Bisilicat der Kalkerde, Thonerde und des Eisenoxyduls, welche erfahrungsmässig das grösste Bleiausbringen zulässt, weil ihre Bildung erst nach beendigter Reduction des Bleioxydes und Bleisulphates erfolgt, das reducirte Blei daher der Verschlackung entzogen wird, während sich das beim Schlackenrösten gebildete Bleisilicat erst in einer tieferen Ofenzone reducirt; durch Anwendung hoher Oefen, in deren höherer Kohlensäule, welche man durch öfteres Nachtragen möglichst constant erhält, das verdampfte Blei condensirt wird; durch Anwendung einer Windpressung von nur 5—6 Lin. Quecksilber, wobei sich das Durchsetzquantum geringer, das Ausbringen aber höher stellt.

Auf Neusohler Silberhütte hat sich nach VON FLUCK das Bleiausbringen um $12\frac{1}{4}$ % erhöht, seitdem man das Staubrösten statt des Sinterröstens angewendet, die Hohöfen von $21\frac{1}{4}$ auf 25 und die Halbhohöfen von 15 auf 19 Fuss erhöht und die Tiefe des Schmelzraumes bei denselben um resp. 12 und 9 Zoll erweitert hat. Bei dieser grösseren Tiefe des Ofens von der Vorwand gegen die Brandmauer werden Blei und Stein nicht so leicht von der Schlacke mit auf die Schlackentrifft gerissen, auf welchen Vortheil bereits VOGL (S. 108) hingewiesen hat. (Bericht über die zweite Versammlung von Berg- u. Hüttenmännern zu Wien. Wien 1862. S. 93.)

Bleiraffination.

3) Bleiraffination zur Kremnitzer Silberhütte. Es enthält nach BITTSANSZKY das nicht raffinirte Verkaufsblei von

| | Pb | Ag | Cu | Sb | Fe | Zn |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Schemnitz | 98,954 | 0,005 | 0,456 | 0,212 | 0,126 | Spr. |
| Neusohl | 97,502 | 0,002 | 0,273 | 0,704 | 0,034 | Spr. |
| Kremnitz | 98,748 | 0,003 | 0,150 | 0,362 | 0,102 | Spr. |

Dasselbe eignet sich wohl zu den gewöhnlichen Zwecken, ist aber zu feinen Fabrikaten nicht brauchbar. Durch das nachfolgende Raffinirverfahren hat v. AMON das Blei vollkommen bis auf Spuren von Eisen gereinigt. Das beim Glättfrischen erhaltene Blei wird gesaigert, Posten von 103 Ctr. auf einem mit geneigter Sohle hergerichteten Treibherd bei mässiger Hitze eingeschmolzen, Abstrich genommen und mit grünen Holzstäben so lange ($1^1/_2$—2 Stunden) gepolt, bis die oberflächlich sich abscheidende Krätze nur noch aus gelbem Bleioxyd besteht. Da sich durch das Polen (S. 278) Kupfer und Antimon nicht völlig entfernen lassen, so leitet man bei mässiger Feuerung so lange (2—3 Stunden) Oxydationsluft (S. 283) hinzu, bis die durch die Glättgasse abfliessende Glätte rein gelb erscheint. Dann lässt man das Blei nach gehöriger Abkühlung in einen Stechherd ab, und kellt es, gehörig abgekühlt — damit sich nicht durch Entstehung einer Oxydhaut bei zu heissem Auskellen eine rauhe, ungefällig aussehende Oberfläche erzeugt — in angewärmte gusseiserne Formen aus. Der Bleiabgang beträgt beim Raffiniren 1,98 %, die Unkosten pro Ctr. raffinirten Bleies 64 Kr., während der Kaufpreis des reinen Kärnthner und Harzbleies, welchen das raffinirte Kremnitzer Blei gleichgestellt werden kann, um 90 Kr. bis 1 Fl. 40 Kr. höher steht, als der des unraffinirten Kremnitzer Bleies. (Bericht über die zweite allgem. Versamml. von Berg- und Hüttenmännern in Wien. Wien 1862. S. 75.)

4) Vergleichung der Dimensionen verschiedener Flammöfen und daraus sich ergebende Folgerungen, von HAVREZ. Flammofendimensionen

| | Rost. | | | Herdsohle. | | | Verhältniss. | | | [illegible] des [illegible] von [illegible] |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Breite | Länge | Oberfl. | Breite | Länge | Oberfl. | | | | Sohle |
| | l | L | S | L′ | l′ | S′ | $\frac{S'}{S}$ | $\frac{L'}{L}$ | $\frac{l'}{L'}$ | |
| | m. | m. | m² | m. | m. | m² | | | | |
| Englischer Bleierzröstofen (S. 65) . . . . . . | 0,65 | 1,40 | 0,91 | 2,5—2,4 | 3,70 | 9,15 | 10 | 1,8 | 1,5 | — |
| Kärnthner Bleiofen (S. 54) | 0,47 | 1,35 | 0,63 | 1,46 | 3,34 | 4,2 | 6,6 | 1,0 | 2,1 | — |
| Bleiofen zu Engis . . . | 0,4 | 1,5 | 0,6 | 1,25 | 2,1 | 2,5 | 4,1 | 0,8 | 1,6 | — |
| Englischer Treibofen . . | 0,40 | 1,20 | 0,48 | 1,10 | 1,60 | 5,52 | 11,5 | 0,9 | 1,4 | m. 0,55 |
| Harzer Treibofen . . . | 0,50 | 1,40 | 0,70 | 3,1 | 3,10 | 7,54 | 10,8 | 2,0 | 1,0 | 1,50 |
| Englischer Kupfererzröstofen . . . . . . . | 0,90 | 1,20 | 1,08 | 4,3 | 5,25 | 22,575 | 20 | 3,5 | 1,2 | — |
| Mansfelder Doppelofen . | 0,50 | 2,00 | 1,00 | 2,6 | 2,6 | 4,5 | 5—4 | 1,3 | 1,0 | — |
| Eisenglühofen . . . . | 0,7 | 1,3 | 0,91 | 1,4—0,5 | 2,4 | 3,12 | 3,4 | 1,0 | 1,7 | — |
| Flammofen z. Umschmelzen d. Roheisens . . | 1,00 | 1,6 | 1,6 | 1,4 | 3,2 | 4,48 | 2,8 | 0,87 | 2,3 | — |
| Blechglühofen . . . . | 1,3 | 1,12 | 1,45 | 1,12 | 3,18 | 3,55 | 2,5 | 1,0 | 2,8 | [illegible] |
| Puddelofen . . . . . | 0,8 | 1,3 | 1,04 | 1,3—0,5 | 2,1 | 2,31 | 2,2 | 0,89 | 1,9 | 0,60 |
| Belgischer Puddelofen . | 1,0 | 1,0 | 1,0 | 1,0—0,5 | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1 | 1,5 | 0,5 |

Hieraus ergeben sich folgende Resultate:

a) Bei unveränderter Rostgrösse ändert sich die Grösse der Ofensohle nach der zu erzeugenden Hitze, so dass z. B.

darum ungleicher erhitzten Sohle die Schmelzmassen öfters translociren muss.

b) Die Länge des Rostes gleicht meist der Breite des Herdes und die Sohle ist 1—2,5 mal so lang, als breit; Höhe des Gewölbes über der Sohle 0,6—1 Met. und über der Feuerbrücke 0,3 Met. Auf 1 Quadr.-Decimeter Rostfläche verbrennt man in 1 Stunde 0,5—1 Kil. Steinkohle und 1 bis 1,5 Kil. Holz oder resp. 0,5—1 und 2,8—4,2 Cubikdecimet. Im Bleiofen zu Engis z. B. gehen auf 1000 Kil. Erz 650 Kil. Kohle und kommen 0,45 Kil. Kohle auf 0,66 Quadr.-Decimet. Rost. (Revue univers. 6 an. 3 livr. 1862. p. 405.)

# II. Kupfer.

Vorkommen.

§. 55. Kupfererze. Die Kupfererze[1] finden sich meist von den krystallinischen Schiefern bis zum bunten Sandstein (Twiste im Waldeckschen) hinab, seltener in noch jüngeren Formationen, z. B. im Banat im Wealden und am Obernsee gediegen Kupfer in abgerundeten Massen im Alluvium. Man trifft diese Erze hauptsächlich in Gängen, Lagern, Stöcken und Imprägnationen mit Quarz, Kalkspath, Schwerspath, Flussspath, Chlorit, Amphibol, Pyroxen etc. Sie brechen entweder für sich, gewöhnlich mit etwas Schwefelkies, derb, eingesprengt oder eingewachsen (Dillenburg, Chessy, Oberharz, Cornwall, Anglesea, Ural etc.), oder im Gemenge mit anderen Erzen, am häufigsten mit Blei-, Zink- und Silbererzen, dann aber auch mit Arsenkies, Kobalterzen, Nickelerzen, Zinnerzen, Magnetkies etc. (Oberharz, Unterharz, Freiberg, Fahlun, Ungarn etc.). Das bedeutendste und verbreitetste Kupfererzvorkommen ist dasjenige im Zechstein, dessen unterste, aus bituminösem Mergelschiefer (Kupferschiefer) bestehende Masse neben geschwefelten und oxydirten Kupfererzen eine Menge anderer metallischer und erdiger Mineralien zuweilen so fein eingesprengt enthält, dass man sie kaum erkennen kann (Kupferschiefer im Mansfeld'schen, zu Stolberg am Harz, zu Riechelsdorf in Hessen). Die geschwefelten Kupfererze, welche auch häufiger als alle anderen zur Zugutemachung kommen, enthalten nicht selten einen grösseren Silbergehalt und gehen auch wohl in eigentliche Silbererze (z. B. manche Fahlerze) über.

1) Vorkommen der Kupfererze: Cotta's Erzlagerstätten I, 20, 49; II, 600. — Lamborn, Metallurgy of Copper. 1860. p. 44. — Rivot, Métallurgie du cuivre. 1859. p. 23.

Sowohl der Verbindungszustand des Kupfers im Erze, als auch die Qualität und Quantität seiner Begleiter üben einen wesentlichen Einfluss auf die Schwierigkeit der mechanischen Aufbereitung und der hüttenmännischen Zugutemachung aus, sowie die Beschaffenheit und der Werth des gewonnenen Kupfers hauptsächlich von der Qualität der beigemengten metallischen Fossilien abhängt. Einfluss fremder Beimengungen.

Von den vielen, Kupfer enthaltenden Mineralien sind hauptsächlich nachstehende als Kupfererze zu bezeichnen: Classification der Kupfererze.

1. Gediegen Kupfer.

a) Gediegen Kupfer, findet sich nur an wenigen Orten in solchen Quantitäten, dass dasselbe den Gegenstand hüttenmännischer Gewinnung bildet. In Südamerika (Peru, Chili) kommt dasselbe in kleinen Körnern im Gemenge von Rothkupfererz, Malachit, Kupferkies und Erden mit einem Gehalt von 60—70, höchstens 90% Kupfer vor und wird unter dem Namen Kupfersand oder Kupferbarilla hauptsächlich in England und Frankreich verschmolzen. Eine Probe gediegen Corocorokupfer [1]) enthielt 73,81 Cu, 20,94 $\ddot{S}i$, 1,36 $\bar{F}e$, 2,48 $Ca\dot{C}$ und $\dot{M}g\dot{C}$ und Spuren Schwefel; gediegen Kupfer aus Brasilien 99,56 Cu, 0,30 Ag, 0,08 Au und 0,10 Fe. — Am Obernsee[2]) in Nordamerika kommt das gediegen Kupfer bald in kleinen Körnern und dünnen Blättchen, bald in Massen bis über 50 Ton. Gewicht auf Gängen im Trappgebirge und begleitet von Quarz, Chlorit, Kalkspath, Epidot, Prehnit etc. vor. Im Jahre 1854 wurde zu Minesota eine an 500 Ton. schwere Kupfermasse gefunden, zu deren Zerkleinerung 40 Mann 12 Monate bedurften. Nach HAUTEFEUILLE[3]) bestand ein solches Kupfer aus 69,280 Cu, 5,453 Ag, 0,019 Hg und 25,248 Ganggestein. Man hofft die Kupferproduction aus dem gediegenen Kupfer des Obernsees für die Folge auf jährlich Ged. Kupfer.

1) Revue univers. 5 an. 4 livr. p. 182.
2) RIVOT in: B. u. h. Ztg. 1856. S. 261. — DIEFFENBACH ibid. 1858. S. 47; Berggeist 1858. S. 2. — RIVOT, Métallurgie du cuivre. 1859. p. 24. — DEROUX in: B. u. h. Ztg. 1861. S. 305. — Bullet. de la société de l'industrie minérale. VI.
3) Berggeist 1857. S. 160; B. u h. Ztg. 1859. S. 447.

18000 Ton. zu steigern. Auf silberfreiem Kupfer sitzen zuweilen Krystalle von gediegenem Silber, und das innige Gemenge von beiden Metallen lässt sich weder durch die Aufbereitung, noch durch den Schmelzprozess trennen, sondern muss auf nassem Wege behandelt werden.

Die Aufbereitung [1]) des gediegenen Kupfers vom Obernsee besteht in einer Handscheidung, einem Pochen, Setzen und Verwaschen auf Herden, da zuweilen das Kupfer in Quarz sehr fein eingesprengt ist.

Am Ural [2]) wird gediegen Kupfer an mehreren Orten in einem Letten nesterweise nahe unter der Oberfläche gefunden.

Das aus dem gediegenen Kupfer dargestellte Kupfer gehört zu den besten Handelsproducten der Art.

### 2. Geschwefelte Kupfererze.

Eigenschaften. Dieselben kommen am häufigsten zur Verschmelzung, besitzen zuweilen einen mit Vortheil zu gewinnenden Silber- und Goldgehalt und liefern je nach den fremden Beimengungen, namentlich Antimon- und Arsenverbindungen, ein Kupfer von verschiedener Reinheit. FIELD [3]) hat in fast allen Schwefelkupfer enthaltenden Erzen Wismuth gefunden, so in allensolchen cornischen Erzen.

Die Aufbereitung [4]) der kiesigen Kupfererze wird um so schwieriger, ein je grösseres specifisches Gewicht die fremden Beimengungen haben (z. B. Schwerspath, Spatheisenstein, Bleiglanz, Arsenkies, Blende etc.). SELLA [5]) hat sich mit Vortheil eines Magneten zur Ausziehung von Magneteisen aus Kupferkies enthaltenden Erzen bedient. Es gehören hierher:

Kupferkies. a) Kupferkies, $\acute{C}u\dddot{F}e$ mit 34,4 % Cu, das verbreitetste

1) RIVOT, Métallurgie du cuivre 1859. S. 25; — B. u. h. Ztg. 1861. S. 306.
2) COTTA, Erzlagerst. II, 545, 614.
3) Polyt. Centr. 1862. S. 410.
4) Oberharzer Kupferkies-Aufbereitung: KERL, Oberh. Hüttenproz. 1860. S. 143. — Englische Kupfererzaufbereitung: Berggeist 1861. No. 70; — Preuss. Zeitschr. 1861. Bd. 9. Lief. 4. S. 256; — B. u. h. Ztg. 1862. No. 40.
5) B. u. h. Ztg. 1862. S. 101.

Kupfererz; liefert bald ein ausgezeichnetes Kupfer (Norwegen, Schweden, Dillenburg etc.), bald mindere Sorten (Unterharz, Ungarn etc.), wenn seine häufigen Begleiter Arsenkies, Fahlerz, Bournonit und antimonhaltiger Bleiglanz anwesend sind; zuweilen ist der Kupferkies gold- und silberhaltig (Siebenbürgen, Fahlun), meist aber silberleer.

b) Kupferglanz, $\dot{\mathrm{Cu}}$ mit 79,7 % Cu und gewöhnlich etwas Ag und Fe, ein sehr reiches und gutes Erz, wenn Arsenkies und Fahlerz abwesend sind. Findet sich z. B. in schmelzwürdiger Menge in Cornwall mit Rotheisenstein, zuweilen mit Kupferkies, ferner in Toskana, in Chili, Südaustralien, am Cap der guten Hoffnung[1]) etc. Meist kommt der Kupferglanz mit andern Kupfererzen gemengt vor. Kupfergla

c) Buntkupfererz, $\dot{\mathrm{Cu}}^3 \dddot{\mathrm{Fe}}$ mit 55,7 Cu, selten für sich, meist mit Kupferglanz und auch mit Kupferkies vermengt, z. B. in Cornwall, Toskana etc. RAMMELSBERG classificirt die Buntkupfererze nach ihrem Kupfergehalte in solche, welche 56 — 58, 60—64 und bis 70 % Kupfer enthalten. Reine Erze geben ein gutes Kupfer. Buntkupf erz.

d) Kupferindig, $\dot{\mathrm{Cu}}$ mit 66,5 Cu. Findet sich in grösserer Menge in Chili, sonst nur selten und dann sparsam. Kupferind

e) Silberkupferglanz, $\dot{\mathrm{Cu}}\dot{\mathrm{Ag}}$ mit 53 Ag und 31 Cu, bisweilen etwas Fe enthaltend, findet sich mit Schwefelkies in Sibirien, Chili, Peru und in den Silbergruben von Arizona. Silberkup glanz.

### 3. Antimon- und arsenhaltige Kupfererze.

Derartige Erze erfordern meist umständlichere hüttenmännische Operationen, um Antimon und Arsen, die Hauptfeinde des Kupfers, in genügender Weise abzuscheiden; Kupfersorten der besten Qualität lassen sich aus solchen Erzen kaum darstellen. Arsen ist leichter zu entfernen, als Antimon. Zuweilen erhalten diese Erze einen höhern Werth durch einen gewinnungswürdigen Silbergehalt (Fahlerze), zu dessen Ausziehung bei gleichzeitiger Kupfergewinnung dann die complicirtesten Hüttenprozesse erforderlich zu sein Eigenschafter

1) B. u. h. Ztg. 1856 S. 402; 1860. S. 41.

pflegen. Das geringe specifische Gewicht mancher hierher gehöriger Erze, z. B. der Fahlerze, sowie deren oft bedeutender Silbergehalt bedingen eine äusserst vorsichtige Aufbereitung.[1])

Fahlerz. a) Fahlerze ($\dot{Cu}$, $\dot{Fe}$, $\dot{Zn}$, $\dot{Ag}$, $\dot{Hg})^4$ ($\dddot{Sb}$, $\dddot{As}$), und zwar antimonialische, arsenikalische (Tennantit) und gleichzeitig antimon- und arsenhaltige, mit durchschnittlich 30 bis 48 % Kupfer, welcher Gehalt aber bei den silberreichsten Varietäten (mit 31 % Ag) auf 15 % sinkt, während die silberleeren den höchsten Kupfergehalt besitzen. Manche Fahlerze enthalten 0,52 — 17,27 % Quecksilber (Ungarn, Tyrol, Toskana), welches theilweise gewonnen wird (z. B. zu Altwasser und Iglo in Ungarn aus Poratscher und Kotterbacher Fahlerzen). In schmelzwürdiger Menge finden sich Fahlerze in Ungarn, in Tyrol zu Brixlegg und Schwatz, zu Andreasberg am Harz, im Siegenschen etc.

Bournonit. b) Bournonit, $\dot{Cu}^3\dddot{Sb} + 2\,\dot{Pb}^3\dddot{Sb}$ mit 12,7 Cu und 41,7 Pb und zuweilen einer geringen Menge Fe; silberleer und meist nur in geringeren Mengen mit Kupfererzen brechend, z. B. in Cornwall, Devonshire, auf dem Harze, in Chili etc.

Enargit. c) Enargit, $\dot{Cu}^3\ddot{\ddot{As}}$ mit 48,3 Cu, zuweilen $\dot{Zn}$, $\dot{Fe}$ und $\ddot{\ddot{Sb}}$ enthaltend. Findet sich in bedeutender Menge in einer Höhe von 15000 Fuss in den Cordilleren von Peru.

## 4. Oxydirte Kupfererze.

Eigenschaften. Dieselben finden sich seltener, aber zuweilen in solcher Menge, dass sie hüttenmännisch bearbeitet werden können und dann liefern sie bei sehr einfachen metallurgischen Prozessen meist ein ausgezeichnetes Product.

Rothkupfererz. a) Rothkupfererz, $\dot{Cu}$ mit 88,8 Cu, findet sich ausser geringern Mengen in Toskana, New-Jersey und am Obernsee in grossen Mengen in Südaustralien[2]) (daselbst die berühmte Burraburra-Mine), in Spanien, Peru[3]) etc.

1) Fahlerzaufbereitung zu Andreasberg: Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860. S. 179.

2) B. u. h. Ztg. 1861. S. 410.

3) B. u. h. Ztg. 1859. S. 242.

Kupferschwärze

b) Kupferschwärze, $\dot{C}u$ mit 79,8 Cu, meist mit einem grösseren Eisen- und Manganoxydgehalt, kommt in bedeutenderen Ablagerungen zu Copper Harbour am Obernsee und auf der Burraburra-Mine vor.

Ziegelerz

c) Ziegelerz oder Kupferpecherz, Gemenge von Rothkupfererz und Eisenoxydhydrat, bildet in geringer Menge vielfach den Begleiter der Kupfererze.

### 5. Kupfersalze.

Eigenschaften

Die hierher gehörigen Erze, meist von der Zersetzung anderer Mineralgattungen herrührend [1]) und häufig nur am Ausgehenden der Lagerstätten vorkommend, liefern bald ein ausgezeichnetes Kupfer, wenn die ursprünglichen Erze keine schädlichen Beimengungen enthielten (die meisten Kupfercarbonate, Atakamit, Kupfervitriol, Kieselkupfer), bald erschweren sie im entgegengesetzten Falle die Kupfergewinnung und geben selten ein tadelloses Product (phosphorsaures und arsensaures Kupferoxyd). Zuweilen enthalten sie Silber und Gold, wie Malachit und Lasur aus Algier [2]), oder nur Silber, wie Lasur aus Spanien [3]).

Malachit

a) Malachit, $\dot{C}u^2\ddot{C}+\dot{H}$ mit 57,3 Cu, findet sich entweder als Erz in grösseren Massen (Ural, Irland, Südamerika, Südaustralien, in den portugiesischen Besitzungen auf der afrikanischen Küste etc.), oder nur in geringeren Mengen als Zersetzungsproduct kiesiger Erze und dann auch wohl Gegenstand der Kupfergewinnung auf nassem Wege bei kieseliger Gebirgsart (z. B. in dem Kulm angehörigen Kieselschiefern auf Klüften und Schichtflächen in der Nähe von Gängen bei Stadtbergen in Westphalen, bei Rheinbreitenbach unweit Linz am Rhein, bei Twiste im Waldeckschen im Buntensandstein).

Lasur.

b) Lasur, $2\,\dot{C}u\ddot{C}+\dot{C}u\dot{H}$ mit 55,1 Cu, seltener als Malachit, doch zuweilen in schmelzwürdiger Menge vorkommend, wie zu Chessy bei Lyon, zu Starkenau und Trautenbach in Böhmen, in Südaustralien, z. B. zu

1) Leonhard's Jahrb. 1861. Hft. 5.; -- B. u. h. Ztg. 1862. S. 123
2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 242.
3) Ibid.

[redacted]



Kanmantoo, wo sich ein schädlicher Antimon- und Wismuthgehalt im Erz zeigt. Von Indien aus gelangt ein wasserfreies, braunes Carbonat mit etwas Malachit und Rotheisenstein nach Europa.

Kupfervitriol. c) Kupfervitriol, $\dot{Cu}\dddot{S} + 5\dot{H}$ mit 25,3 Cu, kommt von Südamerika und Mexico aus nach den Kupferhütten in Südwales und bildet auch oft einen Hauptbestandtheil der zur Kupfergewinnung benutzten Cementwässer der Kupferkiesgruben (Ungarn, Wiclow, Anglesea, Rammelsberg).

Kieselkupfer. d) Kieselkupfer als Dioptas, $\dot{Cu}^3 \dddot{Si}^2 + 3\dot{H}$ mit 39,9 Cu, zuweilen geringe Mengen von $\ddot{\bar{Fe}}$, $\ddot{\bar{Al}}$, $\dot{Ca}$ und $\dot{Mg}$ enthaltend; als Kupferblau $\dot{Cu}$, $\dddot{Si}$ und $\dot{H}$ mit 36,3 Cu und Kupfergrün $\dot{Cu}^3\dddot{Si}^2 + 6\dot{H}$ mit 35,7 Cu; leichtschmelzige gutartige Erze, welche sich z. B. am Ural, in Süd- und Nordamerika in abbauwürdiger Menge finden.

Atakamit. e) Atakamit, $CuCl + 3\dot{Cu} + 3\dot{H}$ mit 59,4 Cu und $2(CuCl + 3\dot{Cu}) + 9\dot{H}$ mit 56 Cu. Kommt von Chili und andern Gegenden der Westküste von Südamerika, sowie aus Südaustralien in beträchtlichen Mengen nach Südwales und liefert ein ausgezeichnetes Kupfer. Gelangt auch zu Pulver gemahlen als Streusand unter dem Namen Arsenillo von Chili aus in den Handel.

Phosphorkupfer. f) Phosphorkupfer, phosphorsaures Kupferoxyd mit verschiedenen Mengen Kupferoxydhydrat und 50—56 Cu, findet sich z. B. zu Rheinbreitenbach (Virneberg), in Ungarn, Chili, Bolivia etc. Der Phosphorgehalt des Erzes ist in ähnlicher Weise für das daraus zu gewinnende Kupfer schädlich, wie Antimon und Arsen.

Kupferarseniate. g) Kupferarseniate, arsensaures Kupferoxyd mit variablen Mengen von Kupferoxydhydrat, kommen mit einem Gehalte von 30—35% Kupfer aus Chili nach Südwales und enthalten als Beimengungen Eisenoxyd, Quarz, Schwer- und Kalkspath, zuweilen auch Zinkoxyd.

Die verschiedenartigsten in- und ausländischen Erze

werden z. B. auf den Hütten in Südwales[1]), in Südfrankreich[2]), Boston[3]) u. a. verschmolzen.

§. 56. Probiren der Kupfererze. Das für eine kupferhaltige Substanz auszuwählende Probirverfahren richtet sich hauptsächlich nach dem Kupfergehalt, der Verbindungsweise des Kupfers und nach Localgewohnheiten. Folgende Methoden lassen sich unterscheiden: Auswahl d. Probirverfahrens.

## A. Proben auf trocknem Wege.

Dieselben sind meist zeitraubend und kostspielig und geben um so unzuverlässigere Resultate, je kupferärmer das Probirgut ist, weshalb sie auch auf den Hüttenwerken immer mehr durch die zuverlässigeren und einfacheren Methoden auf nassem Wege verdrängt werden. Werth d. trocknen Proben.

### I. Docimastische Proben.

Es gehören hierher die deutsche und englische Kupferprobe, beide den Schmelzprozessen im Grossen in den betreffenden Ländern angepasst. Probirmethoden.

### A. Deutsche Kupferprobe.[4])

Dieselbe kann nachstehende Operationen je nach der Verbindungsweise des Kupfers erfordern: Manipulationen.

1) Rösten von Schwefel, Antimon und Arsen enthaltenden Erzen und Producten, welche keine Legirungen sind. Rösten.

Von kupferreicheren Substanzen wird 1 Probircentner, mit 2 Volumtheilen Holzkohlenpulver oder 20—25% reinem Graphit gemengt, auf einem mit Röthel oder Kreide ausgestrichenen Röstscherben in der Bd. I. S. 137. angegebenen Weise so lange geröstet, bis sich keine schweflige Säure mehr entwickelt, dann das Röstgut aufgerieben, nochmals etwa 5% Graphit oder 15—20% Kohlenstaub zugemengt und die Röstung wieder so weit getrieben, bis das

1) Percy, Metallurgy. I, 322. — B. u. h. Ztg. 1862. Nr. 40.
2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 242.
3) B. u. h. Ztg. 1859. S. 309.
4) Bodemann-Kerl's Probirkunst. 1857. S. 195. — Regulativ für d. Einkauf sächsischer Erze bei den Werken der Königl. Sächs. Generalschmelz-Administration. 1859. S. 13. — Plattner, Beiträge zur Erweiterung der Probirkunst. Freiberg 1849. S. 61.

Röstgut ein erdiges Ansehen angenommen hat und sich keine riechbaren Dämpfe mehr entwickeln. Bei einem Antimon- und Arsengehalt muss die Operation des Aufreibens etc. nöthigenfalls wiederholt werden. Leichtsinternde Erze werden anfangs für sich und dann erst mit Kohlenstaub geröstet. Um die letzten Antheile von gebildeten schwefelsauren Salzen zu zerlegen, glüht man das Röstgut zuletzt noch mit 40—60 Pfd. kohlensaurem Ammoniak. Eine unvollständige Röstung führt zu Kupferverlusten bei der nachfolgenden Operation.

Kupferärmere geschwefelte Verbindungen werden nicht direct dieser Röstung unterworfen, sondern zuvor 5 bis 10 und mehr Probircentner mit 50—100 % Borax unter einer starken Kochsalzdecke in einer Tute auf einen Lech verschmolzen, der dann in vorhinniger Weise zur Abröstung kommt. Nöthigenfalls wird bei dem Schmelzen ein Zuschlag von 15—20 % reinem Schwefelkies gegeben.*

Oxydirte Verbindungen können gleich dem Schwarzmachen unterworfen werden; bei einem geringen Kupfergehalt schmilzt man zweckmässig, wie vorhin, mit 20—25 % Schwefelkies, 20 % Schwefel, 20—25 % Kolophonium und 100 % Borax auf Rohstein.

chwarz-machen.

2) Reducirendes Schmelzen auf Schwarzkupfer (Schwarzmachen). Das Röstgut wird mit dem 2—3fachen schwarzen Fluss (Bd. I. S. 139) oder, wenn derselbe Schwefel enthalten sollte, mit einem gleich schweren Gemenge von

um so mehr Salpeter, je reicher das Erz an Eisenoxyd ist, z. B. bei armen Kiesen auf 10 Weinstein 7 Salpeter, bei reichen Erzen und Steinen 10 : 6 und bei Cementkupfer 10:4. Bei strengflüssigen oder kupferärmeren Substanzen gibt man wohl zur besseren Ansammlung des Kupfers zu einem Korne einen Zusatz von etwa 10% Arsen, granulirtem Blei, Bleioxyd oder Antimonoxyd und bei eisenarmen Substanzen einen solchen von 5—10% Eisenfeilspänen. Bei gut gerathener Probe liegt der kupferfarbige, wohlgeflossene König, ohne von einer dunklen Lechschicht überdeckt zu sein, unter einer glasigen grünen oder schwarzen, nicht rothen Schlacke. Letztere Farbe, eine Folge von verschlacktem Kupfer, deutet neben einem ziemlich geschmeidigen König auf zu reichlichen Zusatz von Borax und Glas oder die Anwesenheit von zu wenig Kohle.

Im Mansfeldschen werden z. B. Spurschlacken in Quantitäten von 1 Ctr. mit 1 Ctr. Glas und 2 Ctr. grauem Fluss (3 Weinstein, 2 Salpeter), Extractionsrückstände mit 1 Ctr. Glas und 2 Ctr. schwarzem Fluss auf Schwarzkupfer verschmolzen.

3) Gaarmachen des Schwarzkupfers, und zwar: Gaarmach

a) auf dem Scherben mit Borax. Bei diesem z. B. in Freiberg üblichen Verfahren setzt man den mit einer gleichen Gewichtsmenge Boraxglas in ein Skarnitzel gethanen König auf den mit Kohlen umgebenen weissglühenden Gaarscherben (Bd. I. S. 133), schmilzt bei möglichst hoher Temperatur ein und lässt, sobald dies geschehen, Luft durch die Muffelmündung zutreten, wobei der Scherben hellrothglühend bleiben muss. Es oxydiren sich dabei die fremden Metalle, der König bleibt bis zum Gaarwerden trübe und es kommt, wenn beim reducirenden Schmelzen ein Zusatz von Arsen gegeben, nach Verschlackung des grössten Theiles Eisen ein blaues Flämmchen von verbrennendem Arsen zum Vorschein. Zeigt sich dieses constant, so ist genug Borax vorhanden; dringt es aber nur schwierig durch die dickflüssige Masse, so muss man Borax nachsetzen. Bei viel Eisen wird dann wohl, wenn sich die Schlacke damit gesättigt hat, die Probe herausgenommen und der ent-

[redacted]



schlackte König mit Borax auf einen neuen Scherben gesetzt. Schwefelhaltiges Schwarzkupfer sprüht beim Aufsetzen. Ist dasselbe sehr strengflüssig, so kann man 5—10% Blei neben dem Borax in das Skarnitzel thun. Beim Gaarwerden zeigt das Korn eine meergrüne Farbe, erstarrt und sinkt in der Schlacke unter, worauf man den Scherben rasch aus dem Ofen nimmt und vorsichtig in Wasser kühlt. Ein gaarer König hat bei reiner Kupferfarbe und Ductilität auf dem Bruche ein gleichmässiges Korn und Rosafarbe; in der Nähe des Kupferkorns zeigt sich die Schlacke stets etwas roth gefärbt. Ein ungaarer König ist nicht ductil und auf dem Bruche von graulicher Farbe, ein übergaarer dunkelroth und spröde. Bei Kupfergehalten unter 1% setzt man zur Probe eine abgewogene Menge Gold, und zwar etwa das 3—4fache von dem zu erwartenden Gaarkupfer. Es lassen sich 4 Proben auf einmal anstellen und man rechnet auf 10 Pfd. verschlackte Legirung von Kupfer und Blei erfahrungsmässig 1 Pfd. Kupferverlust. Ein Gold- und Silbergehalt der Erze sammelt sich im Gaarkupfer an und muss nöthigenfalls in Abzug gebracht werden.

Im Mansfeldschen werden Rohstein und Concentrationsstein in Quantitäten von 3 Probirctr. $1\frac{1}{4}$ Stunde geröstet, mit 1 Ctr. Glas, $2\frac{1}{2}$ Ctr. schwarzem Fluss (20 Weinstein u. 8 Salpeter) und 15—20 Pfd. Eisenfeilspänen auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses mit 4—6 Pfd. Blei und Borax auf dem Scherben gaar gemacht. Auf 1 Pfd. Blei verschlackt sich $\frac{1}{4}$ Pfd. Kupfer.

Zu Agordo[1]) werden die ohne Bleizusatz erhaltenen Schwarzkupferkönige von Erzen und Lechen als Gaarkupfer verwogen, indem man annimmt, dass der Kupferverlust dem der anwesenden Unreinigkeiten gleich kommt. Beim Probiren der Cementkupfer dagegen, welchen man zur bessern Ansammlung der Kupfertheilchen 2 Theile Blei zufügt, erfolgt ein bleihaltiges Schwarzkupfer, welches mit Borax auf einer nicht absorbirenden Capelle von bituminösen Schiefern gaar gemacht wird. Man rechnet auf 100 Grm. Blei 0,01 Grm. Kupferverlust. Ist das Gewicht des Königs

1) Ann. d. min. 1855. VIII, 486.

= p und P das des zugesetzten Bleies, so ist der Verlust 0,1.0,01.p.P und der wirkliche Kupfergehalt p + 0,001.p.P.

Zu Schmöllnitz rechnet man beim Gaarmachen auf 5 Pfd. Schwärzeabgang 1 Pfd. Kupfer bei reichen Erzen, und bei armen, unreinen auf 10 Pfd. Schwärze 1 Pfd. Kupfer. Wird Blei zugeschlagen, dann beträgt die Zurechnung für eine Bleischwere von 2 Pfd. 1 Pfd. Kupfer.

b) auf der Capelle mit Blei. Das Schwarzkupferkorn wird nach seinem Bleigehalt mit dem 3—4fachen seines Gewichtes an Blei auf einer abgeäthmeten Capelle (Bd. I. S. 134) bei möglichst hoher Temperatur zum Schmelzen gebracht, dann die Temperatur erniedrigt. Dabei oxydirt sich zunächst das Blei und wirkt auf die fremden Oxyde verschlackend ein, wobei sich eine treibende Bewegung auf der Oberfläche der geschmolzenen Masse zeigt und die in Gestalt von Perlen ausgeschiedenen Oxyde in die Capelle eingesogen werden.

Gegen das Ende der Operation erhöht man die Temperatur wieder allmälig, bis der Blick eintritt, d. h. die treibende Bewegung aufhört, worauf auf das Kupferkorn ein Löffel voll Kohlenstaub gethan und sodann die Capelle in kaltes Wasser geworfen wird. Gleichzeitig mit dieser Hauptprobe behandelt man eine dem Schwarzkupfer gleiche Quantität reines Gaarkupfer mit derselben Menge Blei und rechnet den bei dieser Gegenprobe erhaltenen Kupferverlust dem Kupfergehalte der Hauptprobe zu. Man macht jedesmal nur eine Probe neben der danebenstehenden Gegenprobe unter möglichst gleichen Umständen gaar. Bei bleiischem Schwarzkupfer muss noch eine Correction wegen des Bleigehaltes, welcher auch verschlackend einwirkt, vorgenommen werden. Dieses Verfahren des Gaarmachens, welches z. B. auf den Harzer Hütten in Anwendung ist, möchte dem vorigen, weil sich danach gleichzeitig mehrere Proben anfertigen lassen und keine Gegenproben erforderlich sind, nachstehen. Dasselbe ist besonders für bleiisches Schwarzkupfer anwendbar.

Legirungen von Kupfer mit Blei, Eisen, Zink, Antimon und Arsen lassen sich nach den beschriebenen Methoden gaar machen, dagegen nicht zinnhaltige. Für Ver-

bindungen des Kupfers mit Nickel und Kobalt eignet sich das bei den Nickelproben anzugebende PLATTNER'sche Trennungsverfahren.

Man gibt in Freiberg bei Kupferproben den Gehalt durch alle Gehaltsstufen von 1 zu 1 Pfd. an. Nach LEITHNER[1]) werden bei den Schmelzhütten der oberungarischen Waldbürgerschaft die Kupfergehalte beim Probiren auf ¼ Pfd. angegeben und es sind nachstehende Ausgleichdifferenzen gestattet:

| | | |
|---|---|---|
| ½ Pfd. | bei Probenausfällen von | unter 5 Pfd. |
| 1 „ | „ Proben von | 5 bis unter 10 „ |
| 1½ „ | „ „ „ | 10 „ „ 20 „ |
| 2 „ | „ „ „ | 20 „ „ 40 „ |
| 2½ „ | „ „ „ | 40 bis höchsten Halt. |

B. Englische oder Cornische Kupferprobe.[2])

Werth der Probe.

Diese Probe, welche ähnliche Operationen, wie der englische Flammofenprozess umfasst, erfordert viel Geschicklichkeit und ein sehr geübtes Auge, beide nur durch eine lange und andauernde Praxis zu erlangen. Sie gibt selbst in den Händen geschickter Probirer Resultate, welche sich mehr oder weniger von der Wahrheit entfernen und zwar um so mehr, je ärmer die Erze. Da beim Hüttenprozesse ähnliche Verluste vorkommen, wie bei der Probe, so mag sie zur Controle desselben immerhin nützen, aber sie verdient für den Erzankauf durch eine genauere ersetzt zu werden.

Manipulationen.

Nachdem man durch Vorproben (gewöhnlich ein Verwaschen, seltener eine Untersuchung vor dem Löthrohr oder auf nassem Wege, oder durch eine Schmelzung auf Stein) sich von der Natur des Erzes, namentlich von seinem ungefähren Metallgehalt Kenntniss verschafft hat, was ein geübtes Auge häufig durch das Anschauen der Probe allein vermag, wiegt man bei einem Kupfergehalt unter 10%

1) Oest. Zeitschr. 1856. S. 412.
2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 75 (mit Zeichnungen); 1862. S. 318, 345. — PHILLIPS, a Manual of Metallurgy. London 1852. p. 338. — LAMBORN, Metallurgy of Copper. London 1860. p. 66. — PERCY's Metallurgy. London 1861. I, 454, 489.

400 Grain[1]), bei Erzen mit 10—30 % Kupfer 200 Gr. und bei reicheren 100 Gr. gepulvertes und durch ein Sieb mit 40—60 Löchern pro Linearzoll gelassenes Probemehl ab. Je nach seiner Beschaffenheit wird dieses nachstehenden Operationen unterworfen:

1) Rösten. Erze mit bedeutendem Schwefelgehalt werden gewöhnlich 10 Min., bei Anwesenheit von Blende, Bleiglanz, viel Schwefelkies etc. bis ½ Stunde lang bei allmälig steigender Temperatur unter stetem Umrühren mit einem Eisenstab in mit Röthel ausgestrichenen cornischen Tiegeln[2]) (Bd. I. Taf. II. Fig. 32) von verschiedener Grösse (der grösste von 3 Zoll Durchmesser und 3½ Z. äusserer Höhe) in einem Windofen zwischen Koks unter stetem Umrühren mit einem Eisenspatel abgeröstet, bis die blaue Schwefelflamme aufhört, das Röstgut eine sandige Beschaffenheit annimmt und äusserlich eine braunrothe, im Innern eine schwarze Farbe zeigt. Die Windöfen sind entweder 12 Zoll tief bei 8 Zoll Qu. Weite, oder bei 14 Zoll Tiefe 10 Zoll lang und 8 Zoll breit. Ein 6—8 Zoll breiter und 2—3 Zoll hoher Fuchs führt gewöhnlich in einen horizontalen, mit einer 60 Fuss hohen Esse verbundenen Canal, in welchen 4 oder 5 Oefen einmünden. Der Schacht wird mit zwei in eiserne Rahmen gefassten Barnsteinen bedeckt und der Zug durch ein Register an der Aschenfallsthür, eine Klappe auf der Esse oder einen Stein gestimmt, den man in den Fuchs legt. Rösten.

Manche Probirer umgehen eine Röstung ganz und suchen beim Rohsteinschmelzen einen Schwefelüberschuss durch Zusatz von Salpeter zu entfernen. Um z. B. aus 100 Grain

1) Die englischen Kupferprobirer bedienen sich des Graingewichtes, welches von 400 bis 0,25 Gr. herabgeht, beziehen dasselbe auch zuweilen auf Centesimalgewicht, wo dann 400 Grain = 100 und 0,25 Grain = $^1/_{16}$ Cent. Die Unterabtheilungen beim Centgewicht zerfallen in ½, ¼, ⅛ u. $^1/_{16}$ und sind also nicht decimal. Die Wagen tragen 500 Grain Belastung und geben noch $^1/_{20}$—$^1/_{50}$ Grain an. — 1 Imperial Standard Troy-Pound = 12 Ounces (oz.) à 20 Pennywights (dwts) à 24 Grains; 1 oz. = 31,109 Gramm, 1 dwt. = 1,555 Gramm und 1 Grain = 0,0648 Gramm.

2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 116.

reinem Kupferkies einen Stein mit 50 % Kupfer zu erhalten, bedarf es eines Zusatzes von 75 Grain Salpeter; 100 Schwefelkies erfordern 180 Grain Salpeter. Nimmt man eine hinreichende Menge Salpeter, so kann man auch bei Luftabschluss das Kupfer metallisch ausscheiden: $\dot{\text{Cu}} + \dot{\text{K}}\overset{\cdot\cdot\cdot\cdot\cdot}{\text{N}} = 2\,\text{Cu} + \dot{\text{K}}\dddot{\text{S}} + \ddot{\text{N}}$. Bei Buntkupfererz ist ein solcher Zuschlag überall nicht nöthig.

Soda scheidet für sich aus $\dot{\text{Cu}}$ kein metallisches Kupfer aus, wohl aber bei Zusatz von Kohle eine geringe Menge; auch von Aetznatron, Aetzkali und Cyankalium wird das $\dot{\text{Cu}}$ nur theilweise zerlegt. Wegen eines Gehaltes an Aetzkali ist die Potasche wirksamer, als Soda.

**Rohsteinschmelzen.** 2) Rohsteinschmelzen. Das geröstete oder ungeröstete Erz wird in demselben Tiegel, worin die Röstung geschah, zur Verschlackung der Erden und gewisser Oxyde und zur Ansammlung des Kupfers in einem Stein von bestimmtem Gehalte mit je einem Löffel (von 34 Millim. Durchmesser) voll Borax, Flussspath und gelöschtem Kalk umgerührt, mit einer dünnen Lage von Borax oder von dem Flussmittel bedeckt, in den Windofen eingesetzt und innerhalb 20 Min. eingeschmolzen. Kurz vor dem Ausgiessen des Tiegelinhalts in eine eiserne Giessform fügt man zur bessern Ansammlung der Steintheile zu einem Korn etwas weissen Fluss (durch Verpuffen von 3 Vol. Weinstein, 2 Vol. Salpeter und etwas Borax erhalten) hinzu. Die Beschickungsbestandtheile werden gewöhnlich gemessen; dem Gewichte nach besteht eine gute Beschickung aus 150—200 Grain Borax, 150—200 Grain Glas, 200 Grain Kalk und 200 Grain Flussspath. Man sucht bei diesem Schmelzen einen Rohsteinkönig mit 40—60, durchschn. 50 % Kupfer zu erhalten, weil ein solcher besser röstet, als ein zu armer und zu reicher und zu den mindesten Kupferverlusten führt. Bei einem Ueberschuss an Schwefel, wobei der König zu kupferarm ausfällt, muss zur Beschickung noch Salpeter hinzugefügt werden, bei zu geringem Schwefelgehalt aber (z. B. bei zu stark gerösteten oder oxydischen oder niedrig geschwefelten Erzen) ein Zusatz von Schwefelkies, Einfachschwefel-

eisen oder ein Gemenge von Eisenoxyd und Schwefel, von Weinstein und Schwefel etc. geschehen. 100 Grain $\dot{Cu}$ erfordern etwa 60 Gr. $\dot{Fe}$ oder 82 Gr. $\ddot{Fe}$ oder 55 Gr. $\bar{Fe}$ und einen Ueberschuss von Schwefel, um einen König mit 50% Kupfer zu geben. Gewöhnlich haben die cornischen Probirer folgende Zusatzgemenge vorräthig: *a* = 3 dwts. Salpeter; *b* = 3 dwts. Salpeter und 1 dwt. Weinstein; *c* = 3 dwts. Salpeter und 2—2½ dwts. Weinstein; *d* = 3 dwts. Salpeter, 2 dwts. Weinstein und 1 dwt. Schwefel; *e* = 3 dwts. Salpeter, 2 dwts. Weinstein und 2 dwts. Schwefel; *f* = 3 dwts. Salpeter, 2½ dwts. Weinstein und 2½ dwts. Schwefel. Man nimmt bei vorwaltendem Schwefelgehalt zunächst 3 dwts. Salpeter, und ist der König noch zu arm, der Reihe nach 4—9 dwts. Salpeter. Bei zu reichen Königen wählt man eine der Mischungen *b* bis *f*, wobei die Erfahrung meist das richtige Verhältniss an die Hand gibt. Die Schnelligkeit der Schmelzung übt einen Einfluss auf die Wirkung des Salpeters; bei zu schneller Schmelzung sinkt der König früher nieder, als der Salpeter vollständig eingewirkt hat.

Nachdem die Giessform in Wasser abgekühlt, wird sie durch Umkippen von ihrem Inhalt entleert und der König vorsichtig entschlackt. Nur unreine, kupferhaltige Schlacken werden nochmals mit Schwefel oder Schwefelkies umgeschmolzen. Eine gute Schlacke zerbricht beim leichten Drücken in eckige Fragmente und lässt sich leicht von dem König trennen, welche Eigenschaft sie dem Flussspath oder Kalk verdankt. Fehlt es an letzterem, so entsteht eine glasige, stark an dem König anhaftende, bei einem Ueberschuss davon eine dickflüssige, den Tiegel stark angreifende Schlacke. Aus dem äusseren Ansehen des Königs lässt sich auf seinen Kupfergehalt schliessen. Ein guter König mit 40—60, durchschnittl. 50% Kupfer ist röthlichbraun (bronzefarbig), glänzend, mehr oder weniger convex auf der Oberfläche, leicht zerbrechlich und leicht zu pulvern, rissig und spaltig. Die rothbraune Farbe rührt von ausgeschiedenen Kupfertheilchen her. Ein ärmerer König ist je nach seinem Eisen- und Kupfergehalt eisengrau bis messinggelb, matt, äusserlich rauh, mehr oder weniger flach, zuweilen blasig auf der Ober-

20*

fläche, härter und schwieriger zu zerkleineren. Man muss den frischen Bruch des völlig erkalteten Kornes betrachten. Zu reiche Könige sind mehr rund, äusserlich sehr glatt und blank mit halbmetallischem Glanz und dunkler Farbe, auf dem Bruche muschlig und dicht und stark blaugrau, härter und wegen grösseren Gehaltes an Schwefelkupfer beim Rösten leichtflüssiger. Ein Gehalt an Blei, Zink, Antimon, Arsen etc. alterirt diese Eigenschaften.

**Rohsteinröstung.** 3) Rösten des Rohsteines. Der mit etwas Koks feingeriebene Stein wird ähnlich, wie Erz, aber möglichst vollständig geröstet, bis die Probe nicht mehr qualmt und sandig geworden ist, worauf man noch eine starke Hitze zur Zerlegung des schwefelsauren Kupferoxydes gibt. Nöthigenfalls muss die Probe bei Sinterungen aufgerieben und etwa 20 Grain Anthracitpulver eingemengt werden. Die Röstung wird bequemer und sicherer in einem Muffelofen, als in einem Windofen ausgeführt. Bei Anwendung des letzteren muss zu Anfang 15—20 Min. fortwährend gerührt werden, dann weniger. Die ganze Röstzeit dauert 30 Minuten bis 1 Stunde. Die Rösttiegel No. 2 dienen auch zur Schmelzung.

**Schwarzmachen.** 4) Schwarzkupferschmelzen. Das Röstgut wird mit $^1/_4$ Löffel Salpeter, $^1/_2$ Löffel Borax, $^1/_8$ Löffel Kohlenpulver, 1 Löffel trocknem Salz und 2 Löffel Weinstein bei einer Decke von feuchtem Kochsalz innerhalb 10 Min. auf Schwarzkupfer verschmolzen, dann etwas weisser Fluss hinzugethan, wenn Alles im Fluss ist. Percy empfiehlt je nach dem Gehalte des Röstgutes eine Beschickung von 50 bis 150 Grain Soda, 50—150 Gr. Weinstein (oder 15—25 Gr. Kohlenpulver) und 20—30 Gr. Borax, oder 50—200 Gr. Weinstein, 10—50 Gr. Salpeter und 20—30 Gr. Borax. Der Inhalt des Tiegels wird nach 10—15 Min. in einen Einguss gethan, der König entschlackt und die Schlacke zum Umschmelzen aufgehoben. An Kupfer reiche Schlacken entstehen bei Mangel an Kohle, zu viel Borax, zu geringer oder zu hoher Schmelztemperatur oder wenn das Kupfer zu lange flüssig geblieben ist und sich wieder oxydirt hat.

Bei einem directen Verschmelzen oxydirter und gesäuerter Erze auf Schwarzkupfer setzt man 20—50 Grain

Kalk und Eisenoxyd zu, wenn sie im Probirgute fehlen. Der König lässt sich leicht von der Schlacke trennen und hat eine glatte Oberfläche, ist gewöhnlich convex auf derselben und gegen die Mitte hin zuweilen rauh, im Bruche feinkörnig, matt, graulich oder gelblich und bei reinen Erzen kupferroth. Fremde Metalle machen denselben häufig härter (Eisen, Antimon, Arsen, Zinn), selten weicher (Blei) und verändern die Farbe meist in helleres Grau. Ein Bleigehalt veranlasst immer grössere Kupferverschlackung. Ein mit einer dunkeln Steinschicht überdeckter König ist zu verwerfen.

5) Gaarmachen des Schwarzkupfers. Der König wird in einem rothglühenden Tiegel rasch eingeschmolzen, dabei genau beobachtet und sobald die Entwicklung von schwefliger Säure aufgehört und die mit einer Oxydhaut überzogene Masse blank geworden, thut man 1 Löffel voll weissen Fluss und 2 Löffel voll trocknes Kochsalz hinzu, welches letztere theils zur Verflüchtigung von Antimon, Arsen etc. beiträgt, theils die zu rapide Wirkung des gaarenden Zuschlages mildert. Durch Vermehrung des Weinsteins oder Salpeters stimmt man dessen oxydirende Wirkung. Bei sehr unreinem Kupfer setzt man wohl gleich anfangs etwas Borax zum König, um die gebildete Oxydhaut wegzulösen, damit derselbe rasch blank wird; dann folgt erst der eigentlich gaarende Zuschlag. Zuweilen ist es erforderlich, zu Anfang den Tiegel herauszunehmen und die oberflächlich gebildete Kruste zu zerbrechen. Manche Probirer schmelzen den König direct mit dem Raffinirfluss ein und mehrmals um. Der ganze Prozess dauert 5—10 Min., worauf man den Tiegel in einen Einguss entleert und den König entschlackt. Bei gaarer Beschaffenheit ist derselbe mehr oder weniger flach, oberflächlich orangeroth, weich, hämmerbar, zähe mit zartseidenglänzendem Bruche. Uebergaares Kupfer zeigt Vertiefungen auf der Oberfläche, einen körnigen purpurrothen Bruch und einen rosen- oder carminrothen Ueberzug bei sehr rother Schlacke, welche am König stark anhängt. Eine solche Schlacke deutet auf zu scharfen Fluss oder zu lange Oxydation zu Anfang vor Hinzufügung des Solvirungsmittels. Ein noch roher König hat eine un- Gaarmachen.

reine Kupferfarbe und muss nochmals gefeint werden. Ein Antimongehalt ist meist nur durch einen geringen Zusatz von Blei zu entfernen, welches wieder zur Kupferverschlakkung beiträgt. Zink verzögert das Blankwerden nach dem Einschmelzen.

Schlackenschmelzen.

6) Schlackenschmelzen. Gaar- und Schwarzkupferschlacken werden mit 50—100 Grain Weinstein und 5—10 Gr. Kohlenpulver oder mit 50 Gr. Soda, 50—100 Gr. Weinstein und 5—10 Gr. Kohle innerhalb 10—15 Minuten auf 1—5 Grain Metall, je nach der Quantität und der Reinheit des Königs, verschmolzen, welches nöthigenfalls gaar gemacht wird.

Werth der Probe.

Auf den Waleser Kupferhütten bringt man gewöhnlich gegen die angeführte Probe 8—9 % mehr Kupfer aus, was die Ungenauigkeit derselben beweist. Nach MOISSENET[1]) beträgt der Kupferverlust bei 6—7 procentigen Erzen nicht unter 20 % des ganzen Kupfergehaltes, bei ärmeren steigt derselbe auf 30—40 %. PERCY[2]) gibt den Verlust bei Erzen mit 15—7 % Kupfer zu 20—24 % und bei ärmeren von 3 bis ½ % Kupfergehalt zu 40—66 % gegen den nassen Weg an.

## C. Probeschmelzungen im Grossen.

Mansfelder Kupferschieferproben.

Im Mansfeldschen werden zur Ermittlung des Durchschnittsgehaltes der Kupferschiefer von verschiedenen Stellen einer jeden Erzhöhle bei der Anfuhr einige Stücke genommen, diese bis zu 1—4 Fuder à 60 Ctr. angesammelt, ...

## II. Löthrohrproben.

Die PLATTNER'sche Kupferprobe[1]) mittelst des Löthrohrs gibt genauere Resultate, als der gewöhnliche docimastische Weg und wird in folgender Weise ausgeführt:

### 1. Erze, Hüttenproducte etc., die keine Metalllegirungen sind.

Im Allgemeinen werden die kupferhaltigen Substanzen, wenn sie flüchtige Körper enthalten, abgeröstet, mit solvirenden Zuschlägen und metallischem Blei einem reducirenden Schmelzen auf bleiisches Schwarzkupfer unterworfen und dieses mit Borsäure in der Oxydationsflamme gaar gemacht. Methoden für geschwefelte und oxydirte Erze etc.

a) Rösten. 1 Löthrohrprobircentner (100 Milligr.) der Schwefel, Antimon oder Arsen enthaltenden Substanz wird mit dem 3fachen Volumen Kohlenstaub oder mit 20—30 Milligr. Graphit gemengt, bei leichtschmelzigen Substanzen noch 50 Milligr. Eisenoxyd zugesetzt und das Gemenge auf einem mit Röthel ausgestrichenen Thonschälchen, wie bei der Bleiprobe (S. 24) angegeben, zu wiederholten Malen (3—4 mal) geröstet.

b) Reducirendes Schmelzen (Schwarzmachen). Das Röstgut, oder im Falle keine Röstung nöthig war, 1 Probircentner des oxydirten Erzes etc., wird mit 100 Milligramm Soda, 50 Milligramm Boraxglas und 30—50 Milligramm Probirblei (falls die Substanz nicht hinreichend Blei enthält und Wismuth, Zinn und Antimon nicht vorhanden sind) zusammengerieben, in die Mengkapsel (Bd. I. Taf. II. Fig. 44) gethan, aus dieser in einen Cylinder von Sodapapier gestrichen, dieser geschlossen und entweder in eine, mittelst des Kohlenbohrers auf dem Querschnitt einer Holzkohle ausgebohrte cylindrische Vertiefung oder in einen etwas mehr als gewöhnlich ausgeweiteten Kohlentiegel (Bd. I. Taf. II. Fig. 39) so eingedrückt, dass zwischen Tiegelwand und Papiercylinder ein kleiner Zwischenraum bleibt. Man behandelt nun die Probe so lange mit einer starken Reduc-

1) PLATTNER, Probirkunst mit dem Löthrohre. 1853. S. 589. — KERL, Leitfaden bei qualit. u. quant. Löthrohruntersuchungen. 2. Aufl. 1862. S. 131.

tionsflamme, bis das Papier zerstört ist und in der flüssigen Schlacke sich schmelzende Metallkügelchen zeigen. Alsdann wird die Reductionsflamme allein auf die Schlacke geleitet und durch Drehen und Neigen der Kohle eine Vereinigung der Metallkörner herbeizuführen gesucht. Zeigt sich die Schlacke bei schwarzer und grauer Farbe frei davon, so ist der Prozess beendigt und dieselbe kann weggethan werden; bei rother Farbe derselben muss die Reduction noch fortgesetzt werden. Ist das Schwarzkupferkorn licht bleigrau gefärbt, so ist dasselbe frei von Schwefel und zum Gaarmachen fertig; bei dunkelgrauer oder schwarzer Farbe ist ein Schwefelgehalt vorhanden, welcher von schlechter Röstung oder von einem Gehalte des Röstgutes an den schwefelsauren Salzen des Bleies, Kalkes oder Barytes herrühren kann.

In solchem Falle bringt man die Probe nochmals mit der Reductionsflamme zum Fluss, nimmt das eben erstarrende Metallkorn aus der Schlacke weg und schmilzt dasselbe mit dem doppelten Gewichte Probirblei und etwas Borax so lange in der Reductionsflamme, bis die Oberfläche des Kornes hell wird.

Phosphorsäure enthaltenden Substanzen setzt man beim Schwarzmachen 20 Milligramm Eisenfeile zu, und kupferhaltige Vitriole zerlegt man zuvor in Quantitäten von 200 Milligramm mit Aetzkali, mengt die gefällten und mit dem Filter geglühten Oxyde mit 100 Milligramm Soda, 50 Milligramm Boraxglas und 20—30 Milligramm Probirblei

Seite mit der gehörig geneigten Kohle in Berührung sein muss. Das hierbei gebildete Bleioxyd, welches die in dem Kupfer enthaltenen Unreinigkeiten verschlackt, wird von der Borsäure schnell aufgelöst. Damit gegen das Ende des Prozesses kein Kupfer oxydirt und mit aufgelöst wird, bedeckt man, sobald das Korn eine grünliche Farbe annimmt, dieses und die Schlacke völlig mit der Oxydationsflamme, um die Oxydation zu verlangsamen. Zeigt alsdann das geschmolzene Kupfer die ihm eigene völlig blaugrüne Farbe, so lässt man dasselbe erstarren und ersieht den Zustand seiner Gaare aus seinen Eigenschaften, hauptsächlich aus der Farbe, Geschmeidigkeit und Textur. Eine gelbe Schlacke ist kupferfrei; eine rothe kupferhaltige muss im Reductionsfeuer behandelt, dann gerieben und ausgeschlämmt werden, wobei noch Kupferkörnchen erfolgen. Sollten diese bei Uebersättigung der Borsäure mit Bleioxyd noch Blei enthalten, so kann man dasselbe mittelst Borsäure entfernen.

Heine [1]) hat sich des Löthrohrs zur Ermittelung des Kupfergehaltes in den Mansfeldschen Schwarzkupfern bedient.

2. Kupferhaltige Legirungen. Methoden kupferhalt Legirung

a) Bleihaltiges Kupfer (Schwarzkupfer) wird, wie eben angegeben, mit Borsäure gaar gemacht; kupferhaltiges Blei (Werkblei, Frischstücke, Darrlinge, Saigerdörner etc.) macht man gewöhnlich in zwei Perioden mit Borsäure gaar. Die erste Periode ist beendigt, wenn sich bei gesättigtem emailweissen Glase aus demselben Bleikörner reduciren; in der zweiten Periode weicht das Gaarmachen von dem des bleihaltigen Kupfers nicht ab; wismuthhaltiges Kupfer wird auf Kohle anhaltend im Oxydationsfeuer behandelt, dann mit etwas Borsäure gaar gemacht; antimonhaltiges Kupfer verliert auf Kohle, mit der Oxydationsflamme behandelt, seinen ganzen Antimongehalt und es bleibt Gaarkupfer zurück.

b) Unreines bleiisches Schwarzkupfer, welches Eisen, Nickel, Kobalt, Antimon, Arsen, Zink etc. enthält, wird in Quantitäten von 1 Ctr. mit 1 Ctr. Borsäure so lange

1) Bgwfd. I, 134.

behandelt, bis das Korn sehr strengflüssig wird und sich mit einer Oxydhaut überzogen hat; es pflegt alsdann von obigen Beimengungen meist gereinigt zu sein und hält nur noch hartnäckig einen Theil Nickel zurück, welches aber durch wiederholtes Behandeln des Kornes mit einem gleichen Gewichte Probirblei fast ohne Kupferverlust verschlackt wird.

c) Bleifreies Schwarzkupfer, welches noch Zink und Eisen enthält, Messing und dergl. wird in Quantitäten von 1 Ctr. mit $1/2$ — 1 Ctr. Probirblei, etwas Soda und Borax auf Kohle zusammengeschmolzen und das erhaltene Korn mit dem gleichen Gewichte Borsäure gaar gemacht. Bei einem gleichzeitigen Nickelgehalt (Argentan) werden 45 bis 50 Milligramm Probirgut mit 2 Ctr. Probirblei und etwas Boraxglas auf Kohle in der Reductionsflamme behandelt, um das Zink zu verflüchtigen, Eisen und Kobalt aber grösstentheils aufzulösen. Das entschlackte Korn wird sodann mit Borsäure so lange in der Oxydationsflamme behandelt, bis das Metallkorn nur noch schwer in Fluss zu bringen ist. Man wiederholt diesen Prozess bei Zusatz von Kornblei und Borsäure so lange, bis die reine Kupferfarbe des Kornes hervortritt. Gegen das Ende wendet man statt der Oxydationsflamme die Reductionsflamme an. Die Schlacke muss klar sein und eine röthlich braune Farbe von Nickeloxyd besitzen; eine dunkelgrüne Farbe deutet auf aufgelöstes Kupferoxyd, eine rothe bis braune Farbe und Undurchsichtigkeit auf aufgelöstes Kupferoxydul.

d) Zinnhaltiges Kupfer (Bronze, Glocken- und Kanonenmetall etc.). Man schmilzt 60 Milligramm eines aus 100 Soda, 50 Boraxglas und 30 Kieselerde gebildeten Gemenges auf Kohle, thut dazu 45—50 Milligramm Probirgut, versetzt dasselbe mit der Reductionsflamme in treibende Bewegung und leitet dann die Oxydationsflamme so lange auf das Glas, bis sich in demselben bei emailweisser Farbe Blasen bilden und Zinnkörner reduciren, worauf das Metallkorn noch ein oder zwei Mal mit resp. 60 und 30 Milligramm des obigen Glases bis zur Gaare behandelt wird. Eine rothe Schlacke muss der Reductionsflamme ausgesetzt werden.

## B. Proben auf nassem Wege.

Es gibt mehrere gewichts- und maassanalytische, sowie colorimetrische Proben, welche bei genügender Einfachheit zu einer weit genaueren Bestimmung des Kupfergehaltes führen, als der trockne Weg. Die hauptsächlichsten derselben, welche auf Hüttenwerken, in Probirlaboratorien etc. Eingang gefunden haben, sollen im Nachstehenden aufgeführt werden. Werth der Proben.

Das Verfahren beim Aufschliessen der Probesubstanz durch Säuren ist von wesentlichem Einfluss auf die Zeitdauer und häufig auf das Resultat der Probe, indem dabei störend wirkende Substanzen abzuscheiden sind oder nicht. Beim Auflösen von schwefelhaltigen Substanzen in Säuren empfiehlt es sich häufig, dieselben vorher etwa 10—15 Minuten zu rösten, um eine Ausscheidung von sich zusammenballendem und Erztheile einschliessendem Schwefel möglichst zu verhüten. Findet letzteres statt, so muss der Schwefel verbrannt und der bleibende Rückstand noch mit Säure behandelt werden. Durch das Rösten gebildetes Eisenoxyd wird in Säuren unlöslich, so dass man unter Ersparung von Säure eine eisenärmere Lösung erhält, was zuweilen auf das Proberesultat günstig einwirkt. Aufschliessungsmethoden.

Eine sehr zweckmässige Aufschliessungsmethode, wobei gleichzeitig schädlich wirkende Substanzen (z. B. bei der schwedischen Kupferprobe) unlöslich gemacht werden, ist von Fr. Mohr[1]) angegeben. Oxydische Erze werden in einer bedeckten Porzellanschaale mit etwas Schwefelsäure, Wasser und Salpetersäure zur Trockne verdampft, dann so stark erhitzt, bis keine schwefelsauren Dämpfe mehr sich zeigen und hierauf die erkaltete Masse mit destillirtem Wasser bei Kochhitze behandelt. Dabei geht schwefelsaures Kupferoxyd mit geringen Eisenmengen in Lösung, während basisch schwefelsaures Eisenoxyd, Blei-, Zinn- und Antimonoxyd im Rückstande bleiben. Bei kiesigen Erzen muss der Eindampfungsprozess mit neuen Portionen Salpetersäure und wenig Schwefelsäure 2—3 mal wiederholt werden, wobei dann während des stärkeren Erhitzens der ausgeschiedene

1) Fresenius, Ztschr. f. analyt. Chem. 1, 143.

Schwefel verbrennt. Die Entwicklung von rothen Dämpfen bei Zusatz von Salpetersäure deutet die noch nicht vollständige Aufschliessung des Erzes an.

### I. Gewichtsanalytische Proben.

Proben. Von denselben wird auf Hüttenwerken am häufigsten die modificirte schwedische Probe (Oberharz, Unterharz, Mansfeld etc.) wegen ihrer leichten Ausführung, ihrer Genauigkeit und der Bestimmung des Kupfers im metallischen Zustande ausgeführt. Die Farbe des Kupfers lässt auf eine Verunreinigung desselben schliessen.

### A. Modificirte schwedische Kupferprobe.[1])

Manipulationen. 1 Probircentner feingeriebenes Erz wird, z. B. auf den Oberharzer Hütten, durch möglichst wenig Königswasser vollständig aufgeschlossen und unter Hinzufügung von einigen Tropfen Schwefelsäure in einem Glaskolben oder einer Porzellanschale zur Trockne gedampft, um die Salpetersäure vollständig auszutreiben. Man befeuchtet die Masse mit einigen Tropfen Schwefelsäure, um basische Kupfersalze löslich zu machen, erhitzt mit Wasser zum Kochen, filtrirt und süsst den Rückstand bis zum Aufhören der sauren Reaction aus. Statt dieses Verfahrens lässt sich auch die Mohr'sche Aufschliessungsmethode (S. 315) mit Vortheil anwenden. Nach Ulrich[1]) wird die Zerlegung mancher Sulphurete durch Salzsäure bei gleichzeitiger Anwendung von metallischem Eisen befördert. Die saure, nicht zu concentrirte kupfer-

in dieselbe. Nachdem letztere mit den Fingern oder mittelst eines Pinsels von anhaftendem Kupfer befreit, wird dasselbe in der Schaale noch 2 mal mit heissem Wasser durch Decantiren ausgesüsst, bei gelinder Temperatur, am besten unter Befeuchten mit etwas Weingeist zur Verhinderung der Oxydation, getrocknet und gewogen. Die Fällung des Kupfers kann auch aus salzsaurer Lösung geschehen, gelingt aber nicht aus salpetersaurer. Sämmtliche einfache Operationen nehmen für 10—12 und mehr Proben nur 2—2½ Stunden Zeit in Anspruch. Zu Agordo [1]) filtrirt man das Kupfer ab, trocknet das Filter nebst Inhalt in einem bedeckten Porzellantiegel, wägt das vom Filter genommene Kupfer, verbrennt ersteres und berechnet aus dem dabei erfolgenden Kupferoxyd den Rückhalt an Kupfer. Man erhält bis auf Tausendstel genaue Resultate.

Während die Anwesenheit von Eisen, Mangan, Nickel, Kobalt, Zink und Blei das Proberesultat nicht beeinträchtigen, so erfordert ein Gehalt an Antimon, Arsen, Quecksilber und Zinn eine zweckentsprechende Modification des Verfahrens. Antimon und Arsen müssen vor dem Lösen durch eine scharfe Röstung verflüchtigt oder aus der Lösung durch Schwefelnatrium — erzeugt durch Glühen von entwässertem Glaubersalz mit Kohle, Ausziehen mit Wasser und Sättigen der Lösung mit Schwefel — ausgezogen und dann der bleibende Rückstand zur Kupferbestimmung verwandt werden. Auch kann man zur Kupferlösung Ammoniak im Ueberschuss fügen, das Kupfer durch Schwefelwasserstoff ausfällen, das Schwefelkupfer auflösen und durch Eisen Kupfer präcipitiren. Vorhandenes Zinn und Gold lösen sich auch im Schwefelnatrium auf. Ist nur Antimon oder Zinn vorhanden, so wird in Salpetersäure gelöst, filtrirt, und das Filtrat in gewöhnlicher Weise mit Schwefelsäure eingedampft oder gleich die MOHR'sche Aufschliessungsmethode (S. 315) gewählt. Quecksilber wird mit dem Kupfer gefällt; dieses muss dann auf einem Röstscherben geglüht und als Oxyd verwogen werden. 100 Kupferoxyd enthalten 79,83 Cu. Beim gewöhnlichen Verfahren

Einfluss fremder Beimengungen.

1) Ann. d. min. 1855. VIII, 487.

bleibt Silber als Chlorsilber und Blei als schwefelsaures Bleioxyd im Rückstand.

Urtheile über diese Probe.

Die Uebelstände, welche diese Probe nach RIVOT [1]), HEINE [2]), MOHR [3]) und STORER [4]) haben soll — schwierige Trennung des Kupfers vom Eisen, leichte Oxydirbarkeit und schwieriges Auswaschen des Kupfers, Rückhalt desselben an Wasser und organischen Verbindungen — sind auf den Oberharzer Hütten [5]) nicht in solchem Grade hervorgetreten, dass sie das Resultat wesentlich beeinträchtigten, wenn die Probe mit der nöthigen Sorgfalt ausgeführt wird. Dies ist durch v. HUBERT [6]) bestätigt. Durch Anwendung von Zink statt Eisen und entsprechender Manipulationen ist diesem Verfahren durch MOHR [7]) und FRESENIUS [8]) die Genauigkeit eines analytischen gegeben; als docimastische Probe gewährt jedoch die Benutzung von Eisenstiften eine einfachere Arbeit, insofern man das Zink nicht als Blech in die Kupferlösung stellt und nachher von anhaftendem Kupfer reinigt. MOHR erwärmt die nach seiner Aufschliessungsmethode (S. 315) erhaltene Kupferlösung in einer Platinschaale mit Zink, bis ein Tropfen der Lösung, in Schwefelwasserstoffwasser gebracht, nicht mehr gebräunt wird, wäscht das Kupfer nach dem Herausnehmen des Zinks mit heissem salzsäurehaltigen destillirten Wasser, dann mit reinem Wasser durch Decantiren aus, trocknet, wenn das Waschwasser keine saure Reaction mehr zeigt, das rosenrothe Kupfer zu wiederholten Malen im Wasserbad, lässt dasselbe unter der

von Lechen und Schwarzkupfern, in der Pariser Münze zur Bestimmung des Kupfers in Bronzen etc.

Zu Schmöllnitz[1]) werden Grubencementwässer in Quantitäten von 1 Liter zur Trockne gedampft, der Rückstand mit verdünnter Schwefelsäure befeuchtet, mit Wasser extrahirt, das Kupfer durch Eisen gefällt, auf ein Filter gebracht, durch Glühen in Oxyd verwandelt und mit schwarzem Fluss reducirt. Die erhaltenen Gramme Kupfer geben nach der Reduction Lothe des Wiener Handelsgewichtes in 1 Cbkfss. Wasser.

Das modificirte schwedische Verfahren ist in der auf den Oberharzer Hütten üblichen Modification dem älteren schwedischen Verfahren[2]) vorzuziehen, wobei das Erz nur durch Schwefelsäure allein aufgeschlossen und das Kupfer durch einen dicken, aus der Flüssigkeit ragenden Eisenstab bei gelinder Wärme während etwa 12 Stunden gefällt wird, wobei sich unter grossem Zeitverluste leicht basische Eisensalze abscheiden. STORER[3]) wendet statt der Drahtstifte ein Eisenblech an und lässt dasselbe während der 2stündigen Fällung auch aus der Flüssigkeit ragen.

Mit Bezugnahme auf die Anmerkung in FRESENIUS' Anleitung zur quantitativen chemischen Analyse, 5. Aufl. S. 277, sei hier bemerkt, dass das in BODEMANN-KERL's Probirkunst, S. 217 beschriebene, auf den Oberharzer Hütten übliche Probirverfahren für Kupferkiese nicht als ein neues hingestellt, sondern nur als eine, in ihrer Ausführung einfachere Modification der älteren schwedischen Probe bezeichnet ist, welche letztere auf der längst bekannten Ausfällung des Kupfers durch Eisen beruht.

B. Bestimmung des Kupfers als Kupfersulphür.

1) Man bringt das Erz zur Lösung, befreit dieselbe nöthigenfalls durch Abdampfen mit Schwefelsäure von Salz- und Salpetersäure, verdünnt hinlänglich, filtrirt, wäscht aus, erhitzt das Filtrat zum Kochen und versetzt dasselbe allmälig mit einer Lösung von unterschwefligsaurem Natron, Fällung m. unterschw. ligs. Natr.

1) Oest. Ztschr. 1860. S. 293.
2) Bergwerksfr. I, 409; II, 305; VII, 18.
3) B. u. h. Ztg. 1860. S. 485.

bis kein schwarzer Niederschlag mehr entsteht und nach dem Absetzen desselben aus der überstehenden Flüssigkeit durch neuen Zusatz des Fällungsmittels nur weisser Schwefel ausgeschieden wird. Man filtrirt den aus $\dot{\mathrm{Cu}}$ und freiem Schwefel bestehenden Niederschlag ab, wäscht aus, trocknet, nimmt denselben vom Filter, verbrennt letzteres, fügt die Asche zum Hauptpräcipitat und erhitzt das Ganze in einem geschlossenen Porzellantiegel, bis der entweichende überschüssige Schwefel am Rand des Tiegels zu brennen aufhört. Nach dem Erkalten wiegt man den matt graulichschwarzen Rückstand von $\dot{\mathrm{Cu}}$, welcher 79,85 % Cu enthält. Nöthigenfalls wird derselbe nochmals unter Hinzufügen von Schwefel erhitzt und abermals gewogen. Ein geringer Gehalt an Kupferoxyd schadet nichts, weil dasselbe nahe dieselbe Kupfermenge, wie $\dot{\mathrm{Cu}}$, enthält. FORBES[1]) glüht für den Fall, dass sich beim Erhitzen schwefelsaures Kupferoxyd gebildet hat, die Masse noch mit kohlensaurem Ammoniak, um flüchtiges schwefelsaures Ammoniak zu erzeugen. Der Rückstand enthält dann ein Gemenge von $\dot{\mathrm{Cu}}$ und $\dot{\mathrm{Cu}}$ mit nahe 80 % Kupfer. Diese Probe ist z. B. zu Fahlun mit dem besten Erfolge in Anwendung, hat, schon von BERZELIUS und BRUNNER empfohlen, durch Anwendung passender Geräthschaften etc. durch H. ROSE analytische Genauigkeit erhalten[2]) und ist neuerdings auch von FRESENIUS[3]) und PERCY[4]) empfohlen worden. Dieselbe kann in solchen Fällen zur Anwendung kommen, wo das Kupfer mit Metallen (Ni, Co, Zn, Mn etc.) verbunden ist, die aus saurer Lösung nicht als Schwefelmetalle gefällt werden.

Fällung mit Schwefelcyankalium.

2) Nach RIVOT[5]) wird die vorstehende Methode allgemeiner anwendbar, wenn man die von Salpetersäure und freiem Chlor möglichst freie, etwas verdünnte Lösung auf

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 168.
2) POGG. Ann. Bd. 110. S. 138.
3) FRESENIUS, quant. Anal. 5. Aufl. S. 279.
4) PERCY, Metallurgy. I, 485. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 346.
5) Ann. d. min. 4 sér. VI, 422.

etwa 70° C. erhitzt, eine halbe Stunde lang schweflige Säure einleitet und aus der kupferoxydulhaltigen Flüssigkeit nach und nach durch eine verdünnte Lösung von Schwefelcyankalium $Cu^2 S^2 Cy$ ausfällt. Andere Metalle werden dabei nicht niedergeschlagen. Der abfiltrirte, ausgewaschene und getrocknete Niederschlag wird mit einem gleichen Volum Schwefel in einem bedeckten Porzellantiegel 8—10 Minuten bis zur Dunkelrothgluth erhitzt und sein Inhalt als Ɇu verwogen.

C. LEVOL's[1]) indirecte Kupferbestimmung durch die Gewichtsabnahme, welche ein in eine ammoniakalische Kupferlösung gebrachter Kupferstreifen erleidet, ist zeitraubend und gibt nach PHILLIPS[2]) und ERDMANN[3]) leicht schwankende Resultate. PLESSY und MOREAU[4]) haben das Verfahren zu verbessern gesucht. Die LEVOL'sche Methode wird auch wohl die FUCHS'sche genannt, z. B. von RIVOT[5]). LEVOL's Probe.

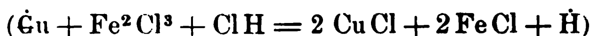
II. Maassanalytische Proben.

Von diesen gibt die SCHWARZ'sche Probe die genauesten Resultate, ist aber umständlicher, als PARKES' Probe, welche für technische Untersuchungen immer mehr in Anwendung kommt. Die früher häufig angewandte PELOUZE'sche Probe ist durch die vorhergehende vielfach verdrängt. Zur Bestimmung geringer Kupfermengen empfiehlt sich DE HAEN's Methode. Werth dieser Proben.

A. Probe von SCHWARZ.[6]) Man löst die Substanz in einer geräumigen Porzellanschaale in Salpetersäure, fügt in der Kälte eine Auflösung von neutralem weinsauren Kali hinzu, wobei eine dunkelblaue Flüssigkeit entsteht, dann überschüssiges Aetzkali oder Aetznatron und eine hinreichende Menge von wässeriger Trauben- oder Milchzuckerlösung und scheidet durch Erwärmen im Wasserbade das Probe von SCHWARZ.

1) Bgwfd. V, 412.
2) Ann. d. Chem. u. Pharm. Bd. 81. S. 208.
3) ERDM., J. f. pr. Chem. Bd. 75. S. 211.
4) B. u. h. Ztg. 1860. S. 10; 1861. S. 168. — Oesterr. Ztschr. 1859. No. 26.
5) Ann. d. min. 4 sér. VI, 422.
6) SCHWARZ, Maassanalyse. 1853. — FRESENIUS, quant. Analyse. 5. Aufl. S. 279. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 167.

Kupfer als rothes Oxydul aus. Man filtrirt dasselbe ab, wäscht mit heissem Wasser aus (wobei die braune Trübung des Filtrats nicht auf einen Kupfergehalt deutet), übergiesst den mit dem Filter in die Porzellanschaale gethanen Niederschlag mit reiner Eisenchloridlösung und Salzsäure und erwärmt unter Umrühren gelinde, wobei sich



$(\dot{G}u + Fe^2Cl^3 + ClH = 2\,CuCl + 2\,FeCl + \dot{H})$

Eisenchlorür bildet, welches in der auf etwa 25° C. erkalteten Lösung durch Chamäleonlösung titrirt wird. 100 C. C. Lösung entsprechen 2,8 Grm. Eisen. Für jedes gefundene Aequivalent Eisen rechnet man 1 Aeq. Kupfer. Bei Anwendung verschiedener Mengen Aetzkali oder Traubenzucker erhält man bei demselben Kupfergehalt keine ganz gleichbleibenden Resultate.

Modificationen.

Die von F. Mohr [1]) angegebene Modification, das Kupferoxydul durch Lösung in Salzsäure und Kochsalz als Chlorür mit Chamäleonlösung zu titriren, gibt nach Fresenius [2]) weniger genaue Resultate, weil Kupferchlorür sich leichter oxydirt, als Eisenchlorür. Bei Terreil's Verfahren [3]) vermeidet man zwar die Bildung von festem Kupferoxydul und dessen schwieriges Auswaschen, aber bei der Reduction des Oxydes durch schweflige Säure gibt es nach F. Mohr [4]) kein sicheres Kennzeichen dafür, dass letztere vor dem Titriren völlig ausgetrieben ist. Nach neueren Untersuchungen von Löwenthal, Lenssen und Fresenius [5]) wirkt Salzsäure auf Chamäleon unter Chlorentwicklung zerlegend ein.

Parkes' Methode.

B. Parkes' Methode. [6]) Man löst das Probirgut in Säuren, setzt zur Lösung Ammoniak im Ueberschusse, verdünnt mit Wasser und fügt, ohne etwa gefälltes Eisenoxydhydrat abzufiltriren, titrirte Cyankaliumlösung (100 Gwthle. entsprechen 1 Gwthl. Kupfer) bis zum Verschwinden der blauen Kupferfärbung hinzu, wobei sich $Cu^2Cy + NH^4Cy$

1) Mohr, Lehrb. d. Titrirmethode. 1862. S. 178.
2) Fresenius, quant. chem. Analyse. 5. Aufl. S. 280. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 167.
3) B. u. h. Ztg. 1858. S. 224; 1861. S. 167.
4) Mohr c. l. S. 183.
5) Fresenius, Ztschr. f. analyt. Chem. 1. Jahrg. 3. Hft. S. 329, 361.
6) B. u. h. Ztg. 1861. S. 164; 1862. S. 346.

und $\dot{K}$ bilden, während 1 Aeq. Cyan ausgeschieden wird, welches auf das freie Ammoniak nach LIEBIG [1]) noch weiter zerlegend einwirkt. Bei Anwesenheit von Nickel, Kobalt, Mangan, Zink [2]) und Silber, deren Salze in Ammoniak löslich, lässt sich die Probe ohne Weiteres nicht anwenden, dagegen alteriren Antimon, Arsen, Blei, Wismuth und Zinn das Resultat kaum. Kommt das Kupfer mit ersteren schädlichen Metallen vor, so beseitigt man das Silber durch Salzsäure und trennt das Kupfer von den andern Metallen in saurer Lösung durch unterschwefligsaures Natron (S. 319). Das Reactionsende ist nicht so leicht zu erkennen, wie bei der SCHWARZ'schen Probe, es ist aber dennoch bei gehöriger Vorsicht und Geschicklichkeit nach FIELD [3]), PERCY [4]) und den Versuchen im chemischen Laboratorium zu Clausthal möglich, das Kupfer bis auf 0,1 bis 0,2 % genau zu bestimmen, vorausgesetzt, dass die Probe immer unter ähnlichen Verhältnissen ausgeführt wird. Je nach den zur Uebersättigung angewandten Ammoniakmengen ändern sich die Resultate und nach FRESENIUS [5]) wirken auch neutrale Ammoniaksalze darauf ein.

Diese Uebelstände hat FLECK [6]) durch folgende Modification des Verfahrens zum grossen Theil beseitigt, so dass die Probe als eine technische sich wegen ihrer Bequemlichkeit sehr empfiehlt. Die auf 60° C. erwärmte Kupferlösung wird durch anderthalb kohlensaures Ammoniak übersättigt und auch bei dieser Temperatur mit Cyankalium titrirt, nachdem zur besseren Erkennung des Reactionsendes 2 Tropfen Eisenkaliumcyanidlösung zugesetzt worden. Bei beendigter Reaction bildet sich ohne Entstehung eines Niederschlages rothes Ferrocyankupfer, dessen Farbe mit dem Zusatz noch eines Tropfens Cyankaliumlösung wieder verschwindet. Da sich die Cyankaliumlösung in ihrem Titer verändert, so stellt man ihren Wirkungswerth durch eine Kupferlösung von bekanntem Gehalt von Zeit zu Zeit fest. Modificationen.

1) Ann. d. Chem. u. Pharm. Bd. 94. S. 198.
2) STROHMEYER in: Bgwfd. XXII. Nr. 33.
3) B. u. h. Ztg. 1861. S. 164.
4) PERCY, Metallurgy. I. 479.
5) FRESEN., quant. Analyse. 5. Aufl. S. 282.
6) Polyt. Centr. 1859. S. 1313. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 180.

Die von Parkes schon 1851 beschriebene Methode ist auch später von C. Mohr [1]) angewandt und wohl nach demselben benannt (Fresenius, quant. chem. Analyse, 5. Aufl. S. 282).

Pelouze's Methode.

C. Pelouze's Methode.[2]) Durch eine Schwefelnatrium-Lösung wird das Kupfer aus ammoniakalischer Lösung vor den meisten andern Metallen, wie Blei, Zinn, Zink, Cadmium, Eisen, Antimon und Arsen gefällt und es zeigt zugleich die vollständige Entfärbung der blauen Flüssigkeit die Beendigung der Fällung des Kupfers an. Dabei muss jedoch die Kupferlösung auf 65 — 85° C. erhitzt werden, wobei sich eine constante Verbindung von $5\,\acute{C}u + \dot{C}u$ erzeugt ($5\,\acute{N}a + 6\,\dot{C}u = 5\,\acute{C}u + \dot{C}u + 5\,\dot{N}a$).

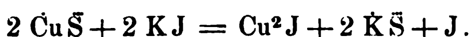
Man bringt von der zu untersuchenden Substanz ungefähr eine 1 Gramm entsprechende Menge zur Lösung und fügt Ammoniak in Ueberschuss hinzu, wobei neben andern Metallen das Kupfer in Lösung geht, während ein Theil der fremden Metalle gefällt wird. Grosse Mengen ungelöster Substanz oder Niederschläge durch Ammoniak filtrirt man ab, geringe Mengen kann man vernachlässigen.

Zu der auf 65 — 85° C. erhitzten blauen Lösung wird aus einer Bürette titrirte Schwefelnatriumlösung, wovon 30 bis 32 Cubikcentimeter etwa 1 Gramm Kupfer ausfällen, so lange hinzugetröpfelt, bis die blaue Färbung verschwindet, und aus der verbrauchten Menge Schwefelnatriumlösung der Kupfergehalt berechnet. Nickel und Kobalt hindern die Bestimmung in etwas, indem sie die Flüssigkeit schwach färben. Diese Probe, früher häufiger angewandt sowohl für kupferreichere, als kupferärmere Substanzen, z. B. für Kupferschiefer [3]), für Kupfererze zu Linz [4]) und Rheinbreitenbach etc., leidet an grossen Uebelständen und ist deshalb mehrfach durch die vorhergehende ersetzt. Die Beobachtung des Reactionsendes wird durch die Trübung der Flüs-

1) Berggeist. 1856. S. 29.
2) Erdm., J. f. pr. Chem. Bd. 37. S. 449; Bd. 38. S. 407. — Dingl. Bd. 102. S. 40.
3) B. u. h. Ztg. 1861. S. 88.
4) Berggeist 1858. S. 567.

sigkeit erschwert, das Kochen ist lästig, eine verschiedene Temperatur bringt verschieden zusammengesetzte Verbindungen hervor, neben dem gefällten Oxysulphuret bleibt nach MOHR [1]) immer noch eine unbestimmte Menge von Kupferoxydul in farbloser Lösung, welches sich mit Schwefelnatrium noch bräunt u. dgl. m. Bei armem Erz fällt man zu Linz [2]) das Kupfer zunächst mit Zink metallisch aus, löst dasselbe in Salpetersäure und verfährt nach PELOUZE's Methode weiter.

D. Methode von DE HAEN [3]). Man bringt das Kupfer in möglichst neutrale schwefelsaure Lösung und verdünnt dieselbe in einem Messkolben auf ein bestimmtes Volum, so dass z. B. 100 Cubikcentimeter 1—2 Grm. Kupferoxyd enthalten. Von dieser Lösung setzt man 10 Cubikcentimeter zu etwa 10 Cubikcentimeter Jodkaliumlösung (1 Jodkalium in 10 Wasser) in einem geräumigen Becherglase und rührt um, so scheidet sich auf je 2 Aeq. Kupfer 1 Aeq. Jod aus. DE HAE Method



$$2\,\dot{Cu}\dddot{S} + 2\,KJ = Cu^2J + 2\,\dot{K}\dddot{S} + J.$$

Das in der Jodkaliumlösung aufgelöst bleibende Jod wird mit schwefliger Säure oder unterschwefligsaurem Natron titrirt und aus dem Jodgehalt der Kupfergehalt berechnet. Die Genauigkeit des Resultates wird beeinträchtigt durch Eisenoxyd und andere das Jodkalium zersetzende Substanzen, durch freie Salpetersäure und Salzsäure und durch längeres Stehen der Lösung, bevor das Jod titrirt wird. Diese Methode, besonders zur schnellen Ermittelung geringer Kupfermengen geeignet, wird irrthümlich auch wohl als die BROWN'sche [4]) bezeichnet, welche man z. B. im Arsenal zu Woolwich zur Bestimmung des Kupfergehaltes im Kanonenmetall benutzt. Eisen und Blei in grösserer Menge beeinträchtigen das Resultat. Die Flüssigkeit muss ziemlich concentrirt angewandt werden, indem bei einer Verdünnung derselben ein das Reactionsende störende Nachbläuen eintritt.

1) Berggeist 1856. S. 28. — FRESENIUS, Ztschr. f. anal. Chem. I. 141.
2) Berggeist 1858. S. 567.
3) Ann. d. Chem. u. Pharm. Bd. 91. S. 237. — FRESENIUS, quant. Analyse. 5. Aufl. S. 281. — MOHR, Titrirmeth. 1862. S. 271.
4) Quaterly Journal of the Chemical Society, April 1857. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 168; 1862. S. 347. — PERCY, Metallurgy. I, 486.

Sonstige Titrirmethoden sind von FLEITMANN[1]), C. MOHR[2]) u. A. angegeben, ohne dass sie wesentliche Vorzüge vor den vorhergehenden hätten.

### III. Colorimetrische Proben.

Wesen der Proben.

Dieselben gründen sich auf die Vergleichung der blauen Farbenschattirungen gleich dicker Schichten der zu prüfenden kupferhaltigen ammoniakalischen Probeflüssigkeit mit einer, dem Kupfergehalte nach bekannten und ebenfalls mit Ammoniak im Ueberschusse versetzten, Normalflüssigkeit.

HEINE's Methode.

A. Methode von HEINE[3]). Die kupferhaltige Substanz (1 Ctr.) wird in Lösung gebracht, diese mit Ammoniak übersättigt, die kupferhaltige blaue Flüssigkeit abfiltrirt, dem Volum nach (z. B. nach Unzen) gemessen, in ein Glas mit oblongem Querschnitt gethan und die Farbenintensität mit Normallösungen verglichen, welche durch Auflösen von verschiedenen Mengen Kupfer, Uebersättigen mit Ammoniak und Verdünnen bis zu einem gewissen Volum erhalten sind.

Man hat z. B. Normallösungen, welche in 1 Unze Flüssigkeit 4, 3, 2 und 1 Loth oder in 25 Cubikcentimetern 0,001, 0,002, 0,003 und 0,004 Gramm Kupfer enthalten. Aus der Intensität der Probeflüssigkeit und der dem Volum nach gemessenen Quantität derselben lässt sich der Kupfergehalt leicht berechnen.

Bei armen Schlacken, mögen sie vorher durch Schmelzen mit Alkalien aufgeschlossen sein oder nicht, filtrirt man nach dem Behandeln mit Säure die ungelöste Kieselerde ab, fällt aus dem angesäuerten Filtrat das Kupfer durch Schwefelwasserstoff aus, löst das durch Glühen gebildete Kupferoxyd in einigen Tropfen Salpetersäure und übersättigt die Lösung mit Ammoniak. Die sofortige Behandlung der ursprünglichen Lösung mit Ammoniak veranlasst Kupferver-

1) Ann. d. Chem. u. Pharm. Bd. 98. S. 141. — B. u. h. Ztg. 1856. S. 357; 1861. S. 168.
2) Ann. d. Chem. u. Pharm. Bd. 92. S. 97. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 168.
3) Bgwfd. I, 33; XVII, 405. — BODEMANN-KERL's Probirkunst. 1857. S. 222.

luste, indem Kupfer in dem schleimigen Niederschlage von Eisenoxyd- und Thonerdehydrat hängen bleibt.[1]) Man kann auch, wenn viel Eisen vorhanden, aus der Lösung Eisen, Kupfer etc. durch Schwefelnatriumlösung ausfällen und aus dem Präcipitat durch verdünnte Schwefelsäure das Schwefeleisen ausziehen; der Rückstand wird in gewöhnlicher Weise behandelt. Bei salzsaurer oder schwefelsaurer Lösung lässt sich das Kupfer durch Eisen ausfällen, dann in Salpetersäure lösen, mit Ammoniak behandeln etc. MOHR's Aufschliessungsmethode (S. 315) lässt auch eine Beseitigung des Eisengehaltes zu.

HEINE's Methode gibt für geringe Kupfergehalte (von 1 Pfd. bis 1 Loth im Centner) brauchbare Resultate, und zwar beträgt nach HEINE der Beobachtungsfehler im Maximum $^3/_4$ — 1 Lth. bei der stärksten Normallösung, bei den schwächeren kaum $^1/_2$ Lth. Bei grösseren Kupfergehalten entstehen zu intensiv blaue Färbungen und grössere Beobachtungsfehler.

Nach MÜLLER[2]) steht die Färbung einer ammoniakalischen Lösung qualitativ und quantitativ im engsten Zusammenhange mit der verbrauchten Ammoniakmenge, und führt es deshalb zu einer grösseren Genauigkeit der Probe, wenn man sich einer titrirten Ammoniaklösung bedient und anmerkt, wie viel Volum Ammoniak nach Neutralisation der freien Säure verbraucht sind. Salpetersaure Kupferlösung gibt eine intensiver blaue Farbe mit Ammoniak, als schwefelsaure. Die Lösung erscheint intensiver, wenn sie vor einer grauen Wand, als wenn sie vor einer weissen betrachtet wird. Nach einiger Zeit wird die Lösung grünlich und verliert an Intensität.

Dieses Verfahren ist an mehreren Orten, meist zur Prüfung von Kupferschiefern, Schlacken etc. in Anwendung (Oker). Im Mansfeld'schen wird dasselbe nicht mehr ausgeführt, indem man den Kupfergehalt der Rohschlacken genauer auf analytischem Wege bestimmt. LE PLAY[3]) be-

1) Bgwfd. XVII, 409.
2) Bgwfd. XVIII, 118.
3) LE PLAY, Beschreibung der Waleser Hüttenprozesse, deutsch v. HARTMANN. 1851. S. 238.

diente sich der colorimetrischen Probe (von RIVOT deshalb irrthümlich LE PLAY's Methode genannt) zur Bestimmung des Kupfergehalts in Schlacken vom englischen Flammofenprozess, und in England selbst ist dieselbe nach PERCY[1]) zu diesem Zwecke schon seit dem Jahre 1830 von KEATES angewandt, während sie von HEINE erst 1839 beschrieben wurde.

JACQUELIN's Methode.

B. JACQUELIN[2]) hat das Princip, auf welchem die HEINE'sche Probe beruht, erweitert und ein Probirverfahren angegeben, dessen Genauigkeit, schnelle Ausführung und Anwendbarkeit auf die Untersuchung jeder kupferhaltigen Substanz gerühmt wird.

Man bereitet eine Normallösung von 0,500 Gramm reinem Kupfer in Salpetersäure, übersättigt mit Ammoniak und verdünnt bis zu einem Liter Inhalt. Davon werden 5 Cubikcentimeter mit einem Gehalt von 0,0025 Gramm reinem Kupfer in ein Glasrohr gethan und dieses durch Zuschmelzen hermetisch verschlossen. Von dem zu untersuchenden Probirgut bringt man 2 Gramm in eine ammoniakalische Auflösung und füllt bis zu 100, 150 oder 200 Cubikcent. auf. Von dieser Lösung werden 5 Cbkcent. in ein in Cbkcent. getheiltes Glasrohr von derselben Weite, wie das zugeschmolzene, gethan, beide vor ein Blatt weisses Papier gestellt und verdünnt, bis die Flüssigkeit in beiden Röhren die gleiche Intensität hat. Ist z. B. die Probeflüssigkeit auf 50 Cubikcentimeter verdünnt, bis dieser Punct eingetreten, so enthalten je 5 Cubikcentimeter der verdünnten Lösung 0,0025 Gramm Kupfer, wie die 5 Cubikcentimeter in dem zugeschmolzenen Rohre, und somit die 50 Centimeter 0,025 Gramm Kupfer. Da nun von 2 Gramm Probirgut z. B. 200 Cubikcent. Flüssigkeit erfolgt sind, so sind darin 0,100 Gramm Kupfer enthalten.

HUBERT's Modification.

Dieses Probirverfahren ist von HUBERT[3]) weiter ausgebildet, und soll dasselbe auch ohne Anwendung eines, das

1) PERCY, Metallurgy. I, 487.

2) DINGL., CXII, 38. — ERDM., J. f. pr. Ch. XLVI, 174. — Bgwfd. XI, 300.

3) B. u. h. Ztg. 1849. S. 667; 1851. S. 804. — HUBERT, Anleitung durch Colorimetrie den Kupfergehalt von Erzen und Hüttenpro-

zerstreute Licht vom Auge während der Beobachtung abhaltenden Schirmes mit Sicherheit auf 0,006 bei 2 Gramm des angewandten Probirgutes gebracht werden. Dasselbe ist z. B. auf der Hütte zu Agordo[1]) ausgeführt.

Nach HEINE[2]) entspricht HUBERT's Normalflüssigkeit einer Lösung von über 14 Probirloth Kupfer auf 1 Unze Wasser, während Ersterer bei seinem Probirverfahren nur bis zu 14 Loth geht. Derselbe zieht deshalb seine Probirmethode bei armen Producten, z. B. Schlacken, der HUBERT'schen vor, indem es nach ersterer möglich ist, noch 1 Loth = 0,03 % Kupfer im Centner Probirgut sicher zu bestimmen, und der Fehler bei 8 Loth Gehalt im Centner Schlacke nicht über $1/2$, für 16 Loth nicht über $3/4$ Loth hinausgeht, während nach HUBERT's Methode die Ermittelung des Kupfergehaltes nur bis zu 0,3 % gebracht werden soll. Ausserdem zieht HEINE die oblonge Form der Gläser der cylindrischen Form vor und macht auf die Nothwendigkeit des vorherigen Ausfällens des Kupfers durch Schwefelwasserstoff vor Darstellung der ammoniakalischen Lösung aufmerksam. Vergleichung der Methode von HEINE u. HUBERT.

EGGERTZ[3]) bedient sich der HEINE-JACQUELIN'schen Methode zur Bestimmung eines Kupfergehaltes in Eisen und Eisensteinen, und MÜLLER[4]) wendet dabei mit gutem Erfolge ein Complementair-Colorimeter, ein für den Docimasten allerdings kostspieliges Instrument, an.

§. 57. Kupfergewinnungsmethoden. Die Gewinnung des Kupfers geschieht — seltener aus gediegen Kupfer und oxydirten Erzen, als aus geschwefelten — meist auf trocknem Wege durch Schmelzen in Schachtöfen (deutscher Prozess) oder in Flammöfen (englischer Prozess). Wo Erze, namentlich oxydische, sich wegen Eintheilung der Kupferhüttenprozesse.

ducten schnell und genau zu ermitteln. Wien 1852. Jahrb. der k. k. geolog. Reichsanst. 1850. Nr. 3. S. 415, 562.

1) Ann. d. min. 1855. VIII, 488.

2) Bgwfd. XVII, 405.

3) B. u. h. Ztg. 1862. S. 218.

4) MÜLLER, das Complementair-Colorimeter. Mit 1 Lith. Chemnitz, 1854. — Bgwfd. XVII, 406; XVIII, 18, 101, 117. — ERDM., J. f. pr. Chem. LX, 474.

ihrer Armuth nicht mehr vortheilhaft verschmelzen lassen, oder wenn das Kupfer sich in wässeriger Lösung befindet (Cementwässer), so kommt wohl der **nasse Weg** in Anwendung.

Auswahl der Prozesse.

Bei Auswahl des englischen oder deutschen Prozesses sind ausser Industrie- und Handelsverhältnissen von wesentlichem Einfluss:

1) Die Preise der Schmelzmaterialien, namentlich des Brennstoffs. Billige, gute Steinkohlen sprechen für Flammofenbetrieb, welcher sehr viel davon bedarf (auf 1 Theil Kupfer 16—18 Thle. Steinkohlen), billige Holzkohlen und Koks für Schachtöfen, in welchen die Wärme vollständiger ausgenutzt wird. Wo überhaupt nur Brennmaterial zu hohen Preisen zu Gebote steht, wird wohl der nasse Weg angewandt (Riotinto und Huelva in Südspanien). Wegen des bedeutenden, wenigstens 3mal so grossen Brennstoffaufwandes beim englischen, als beim deutschen Prozess hat ersterer nicht überall günstige Resultate gegeben (z. B. in Frankreich[1]), zu Boston[2]), auf Isabellenhütte im Nassauschen). Die Vortheile, welche der Prozess in England selbst gewährt, liegen zum Theil in der commerciellen Geschicklichkeit der Hüttenbesitzer beim Erzankauf und beim Vertrieb des dargestellten Kupfers, weniger in einer wohlfeileren Zugutemachung. Feuerfestes Ofenbaumaterial in der Nähe der englischen Hütten ist für die kostspielige Herstellung und Erhaltung der Flammöfen wesentlich.

2) Die Beschaffenheit der Erze, und zwar:

a) hinsichtlich der Reichhaltigkeit. Reiche reine Erze lassen sich gleich gut in beiden Apparaten verschmelzen, für ärmere eignet sich oft der Schachtofen wegen vollständigeren Kupferausbringens besser, für sehr reiche reine wegen rascheren Ausbringens. Je reicher die Erze, um so weniger Brennmaterial geht auf das ausgebrachte Kupfer. Während z. B. in England auf 1 Tonne Kupfer 16—18 T. Kohlen gehen, so lässt sich der englische Prozess in Südfrankreich nicht einführen, wo der Preis der Kohlen 3—4mal so hoch ist und die Erze halb so arm sind.

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 251.
2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 365.

b) Hinsichtlich ihrer Mannichfaltigkeit. Kommen Erze von variabler Beschaffenheit (kiesige und oxydische mit verschiedenen Gangarten und Verunreinigungen) zur Anlieferung, so ist der Flammofenprozess vorzuziehen, indem geschickte und intelligente Arbeiter zu jeder Zeit den übersichtlicheren Prozess bei Veränderungen in der Erzbeschaffenheit leichter reguliren können. Dagegen ist nur bei mehr gleichbleibenden Erzen ein anhaltend regelmässiger Schachtofengang zu erzielen.

c) Hinsichtlich der Reinheit der Erze. Bei reinen Erzen gelangt man rascher und mit vollständigerem Ausbringen, als in Flammöfen, in Schachtöfen zu Kupfer und spart wesentlich an Arbeitslöhnen und Brennmaterial. Ein Blei-, Antimon-, Arsen- und Zinngehalt erschwert zur Erlangung eines guten Handelskupfers sowohl den Schachtofen-, als Flammofenprozess und macht eine Vermehrung der Arbeiten bei grösserem Brennmaterial- und sonstigem Kostenaufwand nöthig. Antimon und Arsen werden bei der Schachtofenarbeit durch die Röst- und Reductionsprozesse vollständiger entfernt, als in Flammöfen, wo hauptsächlich nur die Röstprozesse dabei wirksam sind. Bei grösserem Antimon- und Arsengehalt ist durch den Schachtofenprozess die Darstellung eines mittelmässigen Kupfers kaum oder nur unter bedeutenden Kupferverlusten zu erzielen, während der Flammofenprozess allerdings durch bedeutende Ausdehnung der Arbeiten dies zulässt, indem man z. B. beim Verschmelzen von Fahlerzen viel Schwefelkies zuschlägt und mehrere Steinconcentrationen vornimmt. Arsen ist weniger schädlich, als Antimon, indem sich die beim Rösten gebildeten arsensauren Salze leichter zerlegen lassen und das mit dem Kupfer verbundene Arsen leichter durch Verflüchtigung daraus entfernt werden kann. Ein Gold- und Silbergehalt der Erze lässt sich zuweilen mit Vortheil ausziehen, macht aber dann die Prozesse complicirter und zuweilen leidet dabei die Qualität des Kupfers.

Im Allgemeinen ist es unvortheilhaft, reine, für sich verhüttbare Erze mit unreinen zu verschmelzen, weil dann nur ein Kupfer von mittlerer Qualität erfolgt, welches für einen vorliegenden Zweck (zur Bereitung von Messingblech

und Messingdraht, von Argentan, vertieften Kupferwaaren von grossen Dimensionen) zu schlecht und für einen andern (zur Bereitung von Bronze und sonstigen Legirungen) zu gut sein kann.

3) Die Zeit, binnen welcher das Kupfer aus den Erzen dargestellt werden kann. Je rascher man das Kupfer auf den Markt bringt, um so besser verzinst sich das Betriebskapital, man kann leichter günstige Handelsconjuncturen benutzen etc. Beim Schachtofenbetriebe gelangt man rascher zu Kupfer, als beim Flammofenbetrieb, und zwar lässt sich der Prozess um so mehr beschleunigen, je reiner die Erze sind oder wenn bei unreinerem Erze nur Kupfer von mittlerer Qualität verlangt wird. Durch die zu erzielenden Kupferpreise werden Zeit und Kosten geregelt. Der Umfang der an und für sich häufig schon complicirten Kupferhüttenprozesse und die zum Ausbringen des Kupfers erforderliche Zeit nimmt zu, wenn in den Kupfererzen sich andere nutzbare Metalle, wie Gold, Silber und Blei in solcher Menge finden, dass sich eine Ausscheidung derselben lohnt.

4) Die Grösse der Production. Für grössere Productionen empfehlen sich Flammöfen, für kleinere Schachtöfen; unter sonst gleichen Umständen sind die Durchsetzquanta in Flammöfen grösser, als in Schachtöfen. Nach Percy[1]) muss ein Werk, wenn es noch einigen Nutzen abwerfen soll, beim Flammofenbetrieb jährlich mindestens 1100 Ton. à 20 Ctr. Kupfer produciren.

Es wird danach der Flammofenbetrieb hauptsächlich bei verschiedenartigen Erzen von mittlerem Metallgehalt, bei sehr billigen Steinkohlen und feuerfesten Ofenbaumaterialien und bei zu erzielender grosser Production und hinreichend billigen Erzpreisen an der Stelle sein. Das Kupfererzschmelzen in Flammöfen erfordert weniger Geschicklichkeit, als das Bleierzschmelzen.

Kupferproduction. Es beträgt die jährliche Kupferproduction etwa: von Russland 111000, England 320000, Oesterreich 60000, Preussen 35000, Schweden 40000, Spanien 40000, Belgien 20000, Hannover 5500 und Sachsen 700 Zollctr.

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 317.

Die Kupferhüttenprozesse lassen sich in nachstehende Abtheilungen bringen: Classification der Kupfergewinnungsmethoden.

I. Abtheilung. Zugutemachungsmethoden auf trocknem Wege.

1. Abschnitt. Geschwefelte Erze und Hüttenproducte.

1. Kapitel. Schachtofenarbeit. Die Erze und Leche werden zu wiederholten Malen in freien Haufen oder Stadeln geröstet und einem reducirenden und solvirenden Schmelzen auf Schwarzkupfer in Schachtöfen unterworfen, wobei hauptsächlich die Kohle als Reductionsmittel dient. Das Schwarzkupfer wird im kleinen Herd oder im Gebläseflammofen (Spleissofen) gaar gemacht.

A. Die Erze sind silber- und goldfrei.

1) Schmelzen in Sumpföfen (Atvidaberg, Fahlun, Röraas, Szaska, Agordo).
2) Schmelzen in Brillenöfen (Sternerhütte, Dillenburg, Oberharz, Kupferberg, Riechelsdorf).
3) Schmelzen in Tiegelöfen (Indien, Japan).

B. Die Erze sind silber- und goldhaltig.

1) Entsilberung der Erze und Leche (Nagybanya, Fahlun, Müsen).
2) Entsilberung der Leche (Oeblarn).
3) Entsilberung der Schwarzkupfer (Unterharz, Oberharz, Sziklowa).

2. Kapitel. Flammofenarbeit. Die Erze und Steine werden in Stadeln oder Flammöfen geröstet und in Flammöfen auf Schwarzkupfer verschmolzen, wobei der Schwefel als Reductionsmittel für die beim Rösten gebildeten Oxyde dient. Das Schwarzkupfer wird im Zugflammofen raffinirt. Die Erze sind meist frei von Gold und Silber (Südwales, Dillenburg, Elbuferkupferwerk, Duisburger Hütte, Freiberg, Kaafjord, Bendorfer Hütte).

3. Kapitel. Vereinigte Schacht- und Flammofenarbeit.

A. Schmelzen der Kupferschiefer im Schachtofen, Concentriren der Steine im Schacht- und Flammofen, Schwarzkupferschmelzen im Schachtofen, Gaarmachen des Schwarzkupfers im kleinen Herd und Raffiniren im Flammofen (Mansfeld).

B. Roh- und Schwarzkupferschmelzen von Fahlerzen in Schachtöfen, der Rückstände von der Schwarzkupferamalgamation im Flammofen auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im Spleissofen (Schmöllnitz und Altwasser in Oberungarn).

C. Concentration von Kupferbleisteinen im Schachtofen, Verschmelzen der nach AUGUSTIN's Methode entsilberten Leche im Flammofen auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im Spleissofen (Schemnitz, Kremnitz, Neusohl und Tajowa in Niederungarn).

D. Concentration von Kupferbleisteinen im Schacht- und Flammofen, Verschmelzen der entsilberten Leche im Flammofen auf Schwarzkupfer, Raffination des Schwarzkupfers im Flammofen (Freiberg, Grünthal).

E. Erz-, Stein- und Schwarzkupferschmelzen im Schachtofen und Raffiniren des Schwarzkupfers im Flammofen (Boston, Hütten der Rhonemündungen).

F. Erz- und Steinschmelzen im Schachtofen, Schwarzkupferschmelzen im Spleissofen und Raffiniren des Schwarzkupfers im Flammofen (Bogoslowsk).

B. Behandlung mit Eisenchlorür und Eisenchlorid haltigen Mutterlaugen (Linz, Stadtbergen).

C. Rösten mit concentrirter Salzsäure (Starkenbach), mit Eisenchlorür-Chlorid (Starkenbach), mit Chlormagnesium (COBLEY's Methode).

2. Kapitel. Zerlegung einer schwefelsauren Lösung durch Eisen.

A. Behandlung mit Schwefelsäure (Marseille, Versuche mit Sangerhäuser Sanderzen).

B. Behandlung mit schwefelsaures Eisenoxyd enthaltenden Mutterlaugen (früher zu Linz, Stadtbergen).

3. Kapitel. Zerlegung einer ammoniakalischen Lösung (Methode von BARRUEL und v. HAUER, Versuche zur Friedrich-Wilhelms-Hütte).

4. Kapitel. Zerlegung einer schwefligsauren oder unterschwefligsauren Lösung durch Schwefelnatrium (STROHMEYER's Methode).

3. Abschnitt. Zugutemachung geschwefelter Erze.

1. Kapitel. Zerlegung einer Chlorkupfer enthaltenden Lösung durch Eisen- oder Schwefelcalcium (ESCALLE's Prozess) oder Kalk (BECCHI-HAUPT's Prozess).

A. Behandlung gerösteter Erze mit flüssiger Salzsäure (TRIPLIER's und SPENCE's Methode) bei gewöhnlicher Temperatur, seltener in Rösthitze (ESCALLE's Prozess).

B. Behandlung gerösteter Erze mit salzsauren Dämpfen (CLEMENT's Methode).

C. Behandlung roher Kiese mit Kochsalzlösung (RICHARDSON's Methode).

D. Chlorirendes Rösten theilweise abgerösteter Erze mit Kochsalz (BECCHI-HAUPT's Methode, SCHAFFNER's Versuche zu Epichnellen).

2. Kapitel. Zerlegung einer schwefelsauren Lösung durch Eisen oder Schwefelwasserstoffgas (Foldal).

A. Auslaugen verwitterter Kiese (Schmöllnitz, Riotinto).

B. Auslaugen von in Haufen (Schmöllnitz, Riotinto, Foldal, Agordo, Wicklow), in Stadeln (Schmöllnitz, Mühlbach), in Schachtöfen (GOSSAGE's Me-

thode) und Flammöfen (BANKART's und BISCHOFF's Methode zu Toplice) gerösteten Erzen mit Wasser.

C. Auslaugen von mit Eisenvitriol geglühten gerösteten Erzen mit Wasser (DÄHNE's Methode).

D. Behandlung gerösteter Erze und Leche mit flüssiger Schwefelsäure (LEVIS' und ROBERT's Methode, Extraction gerösteter Kupferleche in Freiberg und der Rückstände von der Fahlerzschwarzkupfer-Amalgamation in Schmöllnitz) oder mit schwefligsauren Dämpfen (früher zu Linz, Stadtbergen, BIRKMYRE's Verfahren mit rohen Erzen).

4. Abschnitt. Zugutemachung von Schwarzkupfern durch Behandlung mit verdünnter Schwefelsäure bei Luftzutritt.

1. Kapitel. Gewinnung von Nickel- und Kupfervitriol (Mansfeld).

2. Kapitel. Gewinnung von Kupfervitriol und silber- und goldhaltiger Rückstände (Unterharz, Fahlun).

# I. Abtheilung.

## Zugutemachungsmethoden auf trocknem Wege.

### I. Abschnitt.

### Verschmelzen geschwefelter Erze und Producte.

**Wesen der Kupferhüttenprozesse.**

§. 58. Allgemeines. Die Kupfergewinnung aus geschwefelten Erzen beruht auf dem chemischen Verhalten, dass das Kupfer zum Schwefel grössere und zum Sauerstoff geringere Verwandtschaft hat, als die dasselbe begleitenden Metalle und Metalloide (ausser Gold und Silber). Die sich hierauf basirenden hüttenmännischen Oxydations- und Reductionsprozesse werden je nach den Umständen (S. 330) in Schacht- oder Flammöfen ausgeführt und sie unterscheiden sich meist nur durch ihre mehr oder weniger häufige, durch

Anwesenheit fremder schädlicher Substanzen bedingte Wiederholung oder durch Einschaltung ganz besonderer Prozesse, wenn neben Kupfer andere nutzbare Metalle, wie Gold, Silber oder Blei, gewonnen werden sollen. Während man die ersteren beiden Metalle entweder aus den Erzen oder aus Zwischenproducten (Lechen, Schwarzkupfer, Speisen) auf trocknem oder nassem Wege auszieht, so verschmilzt man bleiische Kupfererze immer erst auf Blei (S. 121) und gibt den dabei erfolgenden Kupferstein an die Kupferarbeit ab. Quecksilber wird ohne besondere Schwierigkeiten zuweilen beim Rösten quecksilberhaltiger Fahlerze gewonnen.

## Erstes Kapitel.

## Zugutemachung geschwefelter Erze etc. in Schachtöfen.

§. 59. Allgemeines. Die mit der Anwendung von Schachtöfen verbundenen Kupfergewinnungsprozesse bestehen gewöhnlich darin, dass man die Erze röstet, wobei sich ein Theil des Schwefels, Antimons, Arsens etc. verflüchtigt, ein Theil der im Erze enthaltenen Metalle in Oxyde und schwefelsaure, antimonsaure und arsensaure Salze verwandelt wird und ein Theil des Erzes unverändert bleibt. Wird das Röstgut bei Zuschlag von solvirenden Substanzen, wenn solche nicht schon im Erze enthalten sind, bei passender Temperatur einem reducirenden Schmelzen (Rohschmelzen) im Schachtofen unterworfen, so reducirt sich zunächst das Kupferoxyd zu metallischem Kupfer, die schwefelsauren Metallsalze werden unter Verflüchtigung von schwefliger Säure theilweise wieder in Schwefelungen verwandelt, welche das metallische Kupfer aufnehmen und mit den beim Rösten unzersetzt gebliebenen Schwefelmetallen eine neue kupferreichere Schwefelung (Rohstein) erzeugen; die antimon- und arsensauren Metalloxyde werden unter Verflüchtigung von arseniger und antimoniger Säure theilweise zu Antimon- und Arsenmetallen (Speise) reducirt, während die fremden Oxyde, namentlich das Eisenoxyd, nach vorheriger Reduction zu Oxydul, sich mit den im Erze enthaltenen Erden oder mit

Verfahren für gold- und silberfreie Erze.

den solvirenden Zuschlägen zu Schlacke verbinden. Durch wiederholtes Rösten und reducirendes Schmelzen des Rohsteins, woraus das Concentrations-, Spur- oder Mittelsteinschmelzen der verschiedenen Hütten entspringt, werden die fremden Bestandtheile, neben Antimon und Arsen namentlich Schwefel, durch Verflüchtigung oder Verschlakkung so weit abgeschieden, dass beim letzten reducirenden Schmelzen neben nur geringen Mengen Stein (Dünnstein) metallisches Kupfer, wegen seiner äusserlich von einer Oxydhaut herrührenden dunkeln Farbe Schwarzkupfer genannt, erfolgt. Dieses enthält noch mehr oder weniger fremde Substanzen (Eisen, Blei, Zink, Antimon, Arsen etc.) beigemengt und wird davon durch ein oxydirendes Schmelzen (Rohgaarmachen) befreit, wobei sich diese Stoffe, wegen ihrer grösseren Verwandtschaft zum Sauerstoff, oxydiren und verschlacken oder verflüchtigen. Wird der Oxydationsprozess, was zur gänzlichen Abscheidung der fremden Stoffe oft erforderlich ist, hinreichend weit getrieben, so bildet sich viel Kupferoxydul, welches sich theilweise verschlackt, theils mit dem Gaarkupfer vermengt und dessen Geschmeidigkeit vermindert. Durch ein rasches reducirendes Umschmelzen (Hammergaarmachen) verwandelt sich das Kupferoxydul in metallisches Kupfer und das Kupfer wird geschmeidig.

Durch das Raffiniren des Schwarzkupfers in Flammöfen lässt sich das Roh- und Hammergaarmachen vereinigen.

**Verfahren für gold- u. silberhaltige Erze.** Ungleich complicirter werden, wie bereits angeführt, die Kupfergewinnungsprozesse, wenn die Kupfererze noch Gold und Silber in solcher Menge enthalten, dass sich die Abscheidung derselben lohnt. Das aus solchen Kupfererzen dargestellte Kupfer ist meist von geringerer Qualität, als solches aus gold- und silberfreien Erzen.

**Verschiedene Röst- und Schmelzoperationen.** Nach Vorstehendem können bei der Zugutemachung der Kupfererze in Schachtöfen, wenn man ihren etwaigen Gold- oder Silbergehalt nicht in Betracht zieht, folgende Operationen vorkommen:

1) Das Rösten der Erze.
2) Das Verschmelzen der Erze auf Rohstein.
3) Das Rösten des Rohsteins.
4) Das Verschmelzen des gerösteten Rohsteins (Roh-

rostes) auf Kupfer-, Mittel-, Spur- oder Concentrationsstein (das Spuren, Concentrationsschmelzen).

5) Das Gaarrösten des Concentrationssteines.
6) Das Verschmelzen des Gaarrostes auf Schwarzkupfer.
7) Das Rohgaarmachen des Schwarzkupfers.
8) Das Hammergaarmachen des Rohgaarkupfers.
9) Das Raffiniren des Schwarzkupfers.
10) Die Aufarbeit der kupferhaltigen Abfälle von den vorhergehenden Prozessen.

§. 60. Das Rösten der Kupfererze. Die Röstung der Erze bezweckt einestheils die Entfernung flüchtiger Stoffe (Schwefel, Antimon, Arsen, Bitumen, Wasser etc.) entweder durch erhöhte Temperatur allein oder durch gleichzeitige Einwirkung der atmosphärischen Luft, anderntheils die Oxydation der im Erze enthaltenen Metalle als Vorbereitung zur Verschlackung beim Rohschmelzen. Gleichzeitig werden beim Rösten kleine Erzstückchen zu grösseren Stükken zusammengefrittet (z. B. Kupferschieferkläre), was für das Schmelzen meist vortheilhaft ist. Zweck d. Röstung

Der Grad der Röstung, welcher dem Erze durch verschiedene Röstfeuer passend zu geben ist, damit bei möglichst wenig Kupferverlust ein Product von guter Qualität erfolgt, richtet sich hauptsächlich nach dem Schwefelgehalt und der Reinheit der Erze, und gilt in dieser Hinsicht die Erfahrung, dass das Kupfer aus arsen- und antimonhaltigen Erzen um so vorzüglicher wird, je schwächer man röstet und je öfter man mit dem beim Rohschmelzen erfolgenden Stein das Rösten und reducirende Schmelzen wiederholt, weil dabei die fremden Beimengungen wiederholt Gelegenheit finden, sich zu verflüchtigen oder zu verschlacken. Es findet jedoch die Wiederholung dieser Prozesse ihre Grenze in der Kostspieligkeit derselben. Leitung d. Röstung

Hiernach ist es fehlerhaft, bei unreinen Erzen das erste Mal die Röstung so weit zu treiben, dass beim Rohschmelzen wegen Mangels an Schwefel anstatt eines Steines schon metallisches Kupfer (Schwarzkupfer) resultirt, welches einen grossen Theil der fremden Beimengungen aufgenommen hat, während gleichzeitig ein Verlust des durch Schwefel nicht

geschützten Kupfers durch Verschlackung entsteht. Solches unreines Kupfer lässt sich nur mit bedeutenden Schwierigkeiten und Verlusten durchs Gaarmachen reinigen und liefert nie ein Product von besonderer Qualität. Nur bei ganz reinen Kupfererzen würde eine zu weit getriebene Röstung ohne Nachtheil auf die Qualität des Kupfers sein, wenngleich mit Kupferverlusten durch Verschlackung verbunden (Linz a Rh.[1]), Thalitter).

**Rösten von antimon- und arsenhaltigen Erzen.**

Bei Kupfererzen, welche viel Antimon und Arsen enthalten, lässt sich oft selbst bei schwacher Röstung die Bildung einer kupferreichen Speise beim Rohschmelzen nicht vermeiden, indem Antimon und Arsen sich ähnlich verhalten, wie Schwefel (Unterharz). Zur Abscheidung dieser Körper, sowie zur Zerlegung der Zinkblende beim Rösten der Erze ist es förderlich, mehrere Lagen von Kohlenklein in den Rösthaufen zu bringen, wodurch die gebildeten antimon-, schwefel- und arsensauren Salze zerlegt werden [Atvidaberg in Schweden[2])]. Auch empfiehlt es sich, antimon- und arsenhaltige Erze (Fahlerze) mit Schwefelkies innig zu vermengen, wo dann beim Abdestilliren des Schwefels aus dem Erze Antimon und Arsen als flüchtige Sulphurete mit fortgenommen werden.

Man kann zwar nach dem Aussehen des Röstgutes Manches über den Verlauf der Röstung schliessen, aber häufig lässt sich erst aus dem Erfolg des Schmelzens, dem Gehalt des Rohsteins etc. ersehen, ob der Röstgrad der richtige gewesen.

**Chemische Vorgänge beim Rösten.**

Je nachdem die Kupfererze mehr im gepulverten Zustande oder in Bruchstücken zur Röstung kommen, und je nachdem mehr oder weniger fremde Substanzen anwesend sind, finden verschiedene chemische Reactionen statt, welche bereits im ersten Bande bezeichnet sind, so z. B. beim Rösten von Kupferkies (S. 22, 25, 72), Kupferschiefer (S. 77), Fahlerz (S. 42) etc. Desgleichen sind im ersten Bande die chemischen Veränderungen aufgeführt, welche beim Rösten die die Kupfererze häufig begleitenden Mine-

1) Berggeist 1858. S. 651.
2) Bgwfd. XIII, 401; B. u. h. Ztg. 1859. S. 70.

ralien erleiden, z. B. von Bleiglanz (S. 23, 38, 43), Schwefel- und Magnetkies (S. 21), Zinkblende (S. 23, 26), Arsenverbindungen (S. 36, 37), Antimonverbindungen (S. 25), Nickel- und Kobaltverbindungen (S. 25, 36), Schwefelquecksilber (S. 24), Silbererze (S. 23, 37, 38, 42) etc. Quarz und Erdensilicate werden beim Rösten nicht verändert; dagegen geht Kalkspath in schwefelsauren Kalk über.

Nach den Versuchen von REGNAULT und A. DICK [1]) wird $\dot{Cu}$ durch Wasserdampf bei Luftabschluss erst in höherer Temperatur theilweise zerlegt, es bilden sich zunächst HS und $\dot{Cu}$, welches letztere unter Abscheidung von metallischem Cu zerlegend auf $\dot{Cu}$ einwirkt, so dass man neben geschmolzenen Kugeln von $\dot{Cu}$ auch Cu erhält.

Das Rösten der Kupfererze geschieht: Röstmetho

1) in freien Haufen, besonders bei schwefelreichen Erzen in Bruchstücken, wenn es auf keine vollständige Röstung ankommt. Sind Schliege zu verrösten, so bringt man dieselben bald auf die Sohle der Haufen, bald als Decke auf dieselben, oder man bindet sie in Kalk oder mit Eisenvitriolmutterlauge (Agordo) ein (Bd. I. S. 164). Die Herstellung und weitere Behandlung der freien Haufen geschieht auf die Bd. I. S. 372 ausgeführte Weise. Je nach ihrem Schwefelgehalt erhalten die Erze eine mehr oder weniger starke Holzunterlage (Bd. I. S. 373) und nur zuweilen wird noch Brennmaterial in den Haufen selbst gebracht, wenn es sich um die Zerlegung von Antimon-, Arsen- oder Zinkverbindungen handelt (Bd. I. S. 379). Das Brennmaterial reducirt nicht nur gebildete antimon- und arsensaure Salze, sondern erhöht auch die Temperatur, in Folge dessen Sublimate aus dem Haufen ausgetrieben werden. Kupferschiefer (Bd. I. S. 375) enthalten brennbares Bitumen. Die Bedekkung des Haufens mit Erzklein und die Herrichtung der Decke richtet sich nach dem Schwefelgehalt und somit nach der Fähigkeit der Erze, die im Haufen erforderliche Rösthitze zu unterhalten, sowie auch danach, ob man Schwefel Haufenröstung

1) PERCY, Metallurgy. I, 256.

(Bd. I. S. 74, 375) gewinnen will (Unterharz, Fahlun, Borsobanya, Agordo). Soll ein Kernrösten [1]) (Bd. I. S. 74) stattfinden, so muss eine sehr sorgfältige Bedeckung der Rösthaufen stattfinden, wodurch die Röstung auf 3—4 Monate verlängert wird [Agordo, Foldal [2])]. Nach FORBES [3]) wird ein silberhaltiges, vielleicht auch ein güldisches Erz beim Kernrösten oberflächlich silberreicher, wodurch ein Theil des Silbers — in den auszulaugenden Rinden verbleibend — sich der Gewinnung beim Verschmelzen der Kerne entzieht. Aus diesem Grunde dürfte der Agordoer Prozess (§. 70. I. F.; §. 95. B.) sich für silber- und goldhaltige Erze weniger eignen. Verträgt ein Rösthaufen bei geringerem Schwefelgehalt der Erze den Einfluss der Abkühlung herbeiführenden Atmosphärilien nicht, und soll eine Auslaugung von Vitriolen, welche zu Kupferverlusten führt, vermieden werden, so muss er durch eine Bedachung geschützt werden (Oberharzer Kupferkiesröstung, zweite und dritte Röstung der Rammelsberger Kupfererze). Je nach dem Schwefelgehalt und der sonstigen Beschaffenheit der Erze erhalten dieselben nur ein oder mehrere Feuer (Bd. I.

und Betriebsvorrichtungen. Der dabei zu erlangende Vortheil wird hauptsächlich von dem beabsichtigten Grade der Abröstung und der Leichtigkeit der Röstung abhängen. Wo nicht sehr billige Steinkohlen zur Disposition stehen, wird ein Zubrennen in zwei Feuern in Haufen oder Stadeln nicht so theuer kommen, als ein einmaliges in Flammöfen. Dagegen wird aber der erlangte Vortheil zum Theil durch die längere, zuweilen 9—10 Monate dauernde Röstzeit aufgehoben, welche bedeutende Materialvorräthe und grosse Röstplätze bedingt. Auch muss gutes Rösteholz zur Verwendung kommen, dessen Umgehung zu Versuchen mit Röststadeln geführt hat, welche aber nicht immer befriedigende Resultate gegeben haben, wie am Unterharz (Bd. I. S. 385). Zinkblendehaltige Erze lassen sich bei eingemengtem Kohlenklein behuf Zerlegung gebildeter Zinksulphate in freien Haufen fast eben so vollständig abrösten, als in Stadeln, so dass demnächst beim Schmelzen weniger Ofenbrüche und kupferreiche Skumnas (Bd. I. S. 468) erfolgen (Atvidaberg).[1]

2) In Stadeln (Bd. I. S. 380). Dieselben kommen behuf Ersparung von Brennmaterial und besserer Leitung des Luftzutritts sowohl bei schliegförmigem Erz (Altenauer Hütte), als auch bei Stücken in Anwendung, namentlich, wenn man bei kupfer- und silberreicheren Erzen (Fahlerze) mechanische Verluste möglichst vermeiden will. Schliege bindet man zweckmässig in Kalk ein (Altenauer Hütte). Das Verfahren beim Stadelrösten ist im ersten Bande S. 380 näher beschrieben und auf die vorkommenden Abweichungen aufmerksam gemacht. Nicht selten findet eine Schwefelgewinnung (Bd. I. S. 386) in den mit Condensation versehenen Stadeln statt [Mühlbach[2]), Oeblarn, Agordo, Wicklow, Fahlun[3])], auch wohl eine Quecksilbercondensation (Ungarn, Bd. I. S. 387) und zuweilen eine Kernröstung [Wicklow[4])]. Stadelröstung

1) Bgwfd. XIII, 404. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 70.
2) Wehrle, Hüttenkde. I, 226, 346; II, 193, 307. — Oest. Ztschr. 1861. Nr. 5 etc. — Rittinger's Erfahr. 1858.
3) B. u. h. Ztg. 1859. S. 91.
4) B. u. h. Ztg. 1858. S. 25.

Schachtofen-röstung.

3) In Schachtöfen. Die Schachtofenröstung (Bd. I. S. 409) gestattet gegen die Haufen- und Stadelröstung eine wesentliche Ersparung an Brennmaterial, und eine vollständigere Gewinnung des Schwefels, welcher meist in Gestalt von schwefliger Säure zur Darstellung von Schwefelsäure in Bleikammern (Oker) oder zur Bildung von schwefelsauren Salzen (z. B. von Kupfervitriol behuf der Cementkupfergewinnung) benutzt wird. Die in Folge unrichtiger Ofenconstruction eingetretenen Schwierigkeiten bei der Röstung sind beseitigt, seitdem man die Form der englischen Kiesbrenner oder Kilns (Bd. I. S. 410) nachgeahmt hat. Der Umstand, dass die Erze behuf vollständiger Abröstung in zerkleinertem Zustande in den Schachtofen gelangen, kann demnächst beim Schmelzprozesse zu Kupferverlusten führen, wenn die im Schachtofen abgerösteten Erze noch einer weiteren Röstung in Haufen unterworfen werden müssen, indem ihr stark zerkleinter Zustand einer solchen nicht günstig ist (Oker). Selten und nur bei strengflüssigen quarzigen, armen Kupfererzen wird beim Rösten in einem gewöhnlichen Ofen, welcher aus zwei mit den Grundflächen aneinanderliegenden abgestumpften Kegeln besteht, die Röstung unter Einmengung von Brennmaterial vorgenommen, wie früher bei Erzen von St. Josephsberg[1]) zu Linz a/Rh. Die gut abzuröstenden Erze wurden mittelst durch Röstung von Zinkblende entwickelter schwefliger Säure sulphatisirt und das Kupfer auf nassem Wege ausgezogen.

Nordenskjöld[2]) hat versucht, Wasserdämpfe beim Rösten anzuwenden und Brunfaut[3]) ein Verfahren angegeben, geschwefelte Erze mittelst abwechselnder Wirkung von erhitzter Gebläseluft und Wasserdampf unter Beimengung von Kohle vollständig zu entschwefeln. Auch ist von Richardson[4]) beim Rösten der galvanische Strom zu Hülfe genommen, ohne dass jedoch alle diese Veränderungen eine practische Anwendung gefunden hätten.

1) Berggeist. 1859. Nr. 23; B. u. h. Ztg. 1859. S. 223.
2) B. u. h. Ztg. 1856. S. 138.
3) B. u. h. Ztg. 1861. S. 446.
4) B. u. h. Ztg. 1852. S. 302; 1854. S. 187.

4) In Flammöfen. Dieses hinsichtlich des Brennmaterialverbrauchs und der Arbeitslöhne kostspielige Verfahren wird nur dann angewandt, wenn es bei reinen, auch wohl leichtschmelzigen Erzen auf eine möglichst vollständige Abröstung ankommt. So werden z. B. zu Linz[1]) am Rhein reiche eisenspäthige Erze in Oefen mit 2 übereinander liegenden Herden möglichst vollständig geröstet, um sie in Krummöfen gleich auf Schwarzkupfer zu verschmelzen. Zu Septèmes[2]) röstet man Kiese im Flammofen nicht ganz ab. Auch kann sich's bei antimon- und arsenhaltigen Erzen empfehlen, dieselben im Flammofen möglichst vollständig abzurösten und dann mit reinen kiesigen Erzen im Schachtofen zu verschmelzen. Flammofenrösten.

5) In Gefässöfen. Wegen bedeutenderen Brennmaterialverbrauchs, höherer Röstkosten und nicht vollständigerer Röstung ist dieses Röstverfahren auf verschiedenen Hütten, z. B. in RHODIUS'schen Oefen früher zu Linz (Bd. I. S. 534) dem Flammofenrösten, und zu Oker (Bd. I. S. 534) dem Schachtofenrösten gewichen. Gefässöfen.

Beim Rösten der Kupfererze können nachstehende Producte erfolgen: Röstproducte.

1) Ein- oder mehrere Male geröstetes Erz, gewöhnlich ein Gemenge von Oxyden, schwefelsauren Salzen und unzersetzten oder auf eine niedrigere Schwefelungsstufe zurückgeführten Schwefelungen nebst mehr oder weniger veränderten Erdarten. Bei einem Antimon- und Arsengehalt der Erze sind auch antimon- und arsensaure Salze zugegen. Gut geröstete Erze sind porös, erdig und von rothbrauner Farbe; bei schwarzer Farbe ist in Folge beschränkten Luftzutrittes entstandenes Eisenoxyduloxyd vorhanden, welches leicht Sinterungen herbeiführt. Der Kern mancher Stücke ist oft verhältnissmässig reich an Kupfer.

2) Rohschwefel, mit einem grösseren oder geringeren Arsen- und Selengehalt; wird durch Umschmelzen (Unterharz), Sublimiren oder Destilliren noch weiter geläutert.

3) Schweflige Säure, welche zuweilen zur Darstel-

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 191.
2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 243.

lung von Schwefelsäure in Bleikammern verwandt wird (Unterharz).

4) Quecksilber, erfolgt wohl bei Verarbeitung quecksilberhaltiger Fahlerze (Ungarn).

5) Röstesohlen, reich an Vitriolen und bald zu deren Gewinnung verwandt, bald beim Kupfererzschmelzen zugeschlagen.

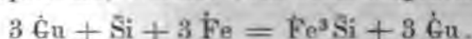
6) Krystallinische Ausscheidungen von der verschiedensten Zusammensetzung, im 5. Abschnitt des ersten Bandes näher angegeben, z. B. S. 745.

Zweck. §. 61. Verschmelzen der gerösteten Kupfererze (Rohschmelzen, Suluschmelzen). Das Rohschmelzen bezweckt die Verschlackung oder Verflüchtigung im Röstgut enthaltener fremder Oxyde und Erden und die Concentration des Kupfers in einem Stein. Werden gut geröstete und zweckmässig beschickte Erze einem solvirenden und reducirenden Schmelzen bei passender Temperatur in einem Schachtofen unterworfen, so finden dabei nachstehende

Chemische Vorgänge. chemische Vorgänge statt: Beim Aufgeben der Erze in getrennter Beschickungs- und Schmelzsäule tritt der Wind durch die 6—8 Zoll lang gehaltene Nase ins Brennmaterial, erzeugt Kohlenoxydgas und Kohlensäure, welche letztere beim Aufsteigen in glühenden Kohlen grösstentheils auch in ersteres übergeht. Je nach der Grösse der Brennmaterial- und Erzstücke und der Construction des Ofens (Bd. I. S. 456) ist man im Stande, das Kohlenoxydgas mehr oder weniger reducirend aufs Erz einwirken zu lassen. Die in dem oberen Ofentheil angewärmte Beschickung gelangt allmälig in so heisse Regionen, dass das aufsteigende Kohlenoxydgas seinen Einfluss zunächst auf die leicht reducirbaren Oxyde und Salze ausübt, und zwar reduciren sich die Oxyde des Kupfers und Bleies früher, als die des Eisens, Mangans und Zinks. Es verwandelt sich das Kupferoxyd erst in Oxydul, dann in Metall und das Bleioxyd in theilweise sich verflüchtigendes Metall, während Eisenoxyd grösstentheils nur in Oxydul und weniger in den metallischen Zustand übergeht, wenn die Temperatur nicht zu hoch ist. Vorhandenes Zinnoxyd geht theilweise in Metall über. Auch kann metallisches Kupfer in tieferen Ofengegenden

durch die Wechselwirkung zwischen $\dot{\mathrm{C}}\mathrm{u}$, $\dot{\text{Ȼ}}\mathrm{u}$ und $\dot{\mathrm{C}}\mathrm{u}\dddot{\mathrm{S}}$ (S. 341) erzeugt werden. Schwefel-, antimon- und arsensaure Salze (Bd. I. S. 26, 38) gehen unter Entwicklung von flüchtiger schwefliger, antimoniger und arseniger Säure theils in Oxyde, theils in Schwefel-, Antimon- und Arsenmetalle über, und zwar findet die Verflüchtigung dieser Stoffe um so vollständiger statt, je langsamer und bei je allmälig steigenderer Temperatur die Reduction stattfindet, daher am besten in hohen und weiten Oefen. Die unzersetzten Schwefelungen im Erze verändern sich entweder gar nicht oder geben noch einen Theil Schwefel ab, welcher bereits reducirtes Kupfer und Eisen wieder schwefeln kann. Nähern sich die Massen der Schmelzzone, welche etwas oberhalb der Form beginnt, so reducirt sich auch vorhandenes Zinkoxyd zu metallischem Zink, welches theilweise dampfförmig aus der Gicht entweicht, theilweise an der Vorwand Ofenbrüche (Bd. I. S. 685) bildet. Ein Theil Zinkoxyd wird demnächst verschlackt. Früher hat man auf den Unterharzer Hütten einen Theil Zink metallisch auf dem Zinkstuhl (S. 183) gesammelt. Beim Eintritt in die Schmelzzone erweichen die Massen, die Kieselsäure beginnt sich mit den nicht reducirten Metalloxyden, namentlich Eisenoxydul, und den erdigen Bestandtheilen zu einer Schlacke zu verbinden, welche vor der Form schmelzend die gleichzeitig niedertröpfelnden Metalle, Schwefel-, Antimon- und Arsenverbindungen mehr oder weniger umgibt, aber dieselben dennoch nicht vollständig gegen den Einfluss der Gebläseluft zu schützen vermag. In Folge dessen wird noch ein Theil Antimon, Arsen und Schwefel, sowie auch Blei und Zink verflüchtigt. Noch vorhandene schwefel-, antimon- und arsensaure Salze werden gleichzeitig durch die Kieselsäure zersetzt. In dem Herd geben die geschmolzenen Schlacken ein geeignetes Medium zur Vereinigung und Separation der metallischen Massen nach ihrem specifischen Gewicht ab. Zu unterst setzt sich das Blei, Eisen, Antimon, Arsen, Zinn etc. enthaltende Metall (Schwarzkupfer), darüber die Antimon- und Arsenmetalle (Speise), darüber die Schwefelungen (Leche, Steine) und zu oberst die Schlacke ab. Wie bereits (S. 339) ange-

führt, sucht man eine Speisebildung, sowie die Entstehung von Schwarzkupfer zu vermeiden. Letzteres wird möglich, wenn bei gut ausgeführter Röstung eine hinreichende Menge von Sulfureten im Erz bleibt, welche bei der grossen Verwandtschaft des Kupfers zum Schwefel ersteres aufnehmen und einen kupferreicheren Stein (Rohstein) bilden, wenn sie im Herde des Ofens bei hinreichender Temperatur längere Zeit mit einander in Berührung bleiben. So lange die Beschickung noch mehr Schwefel enthält, als das Kupfer zu seiner Verbindung zu $\acute{\mathrm{C}}\mathrm{u}$ bedarf, geht dasselbe in den Stein. Verschlacktes Kupferoxydul setzt sich bei Einwirkung des flüssigen Steines auf die Schlacke in Eisenoxydulsilicat und Schwefelkupfer um, welches vom Stein aufgenommen wird:



$$3\,\dot{\mathrm{C}}\mathrm{u} + \dddot{\mathrm{Si}} + 3\,\acute{\mathrm{F}}\mathrm{e} = \dot{\mathrm{F}}\mathrm{e}^3\dddot{\mathrm{Si}} + 3\,\acute{\mathrm{C}}\mathrm{u}.$$

Ein Kupfergehalt der Schlacken rührt, dieser Reaction zufolge, meist weniger von verschlacktem Kupfer, als von mechanisch eingeschlossenem Stein her. Aehnlich wie Schwefeleisen wirkt aus schwefelsaurem Kalk reducirtes Schwefelcalcium, sowie aus Schwerspath entstandenes Schwefelbaryum [1]). Schmilzt aus der Beschickung reducirtes und ober-

Als wesentliche Erfordernisse zur Erlangung eines normalen Schmelzganges sind folgende hauptsächlich zu bezeichnen:

Erfordernisse eines normalen Ofenganges.

1) Eine passende Temperatur beim Schmelzen. Ist dieselbe zu hoch, so reduciren sich neben dem Kupferoxyd auch andere Oxyde in reichlicher Menge und veranlassen Unregelmässigkeiten im Ofengange, z. B. Eisen die Bildung von Eisensauen und eisenreicherer, kupferärmerer Leche, Zink die Entstehung zu reichlicher zinkischer Ofenbrüche [Unterharz[1], Atvidaberg[2])] etc. Während sowohl Ofenbrüche, als Eisensauen Störungen im Ofengange und kürzere Schmelzcampagnen herbeiführen, so ist die Entstehung der ersteren noch um deswillen unerwünscht, weil sie im Erze vorkommende nutzbare Metalle, wie Gold, Silber, Kupfer, aufnehmen, welche sich dann entweder gar nicht oder nur mit grossen Verlusten und Kosten daraus gewinnen lassen. Bei zu niedriger Temperatur tritt wegen unvollständiger Reduction des oxydirten Kupfers eine theilweise Verschlackung desselben ein. Da man die Temperatur im Ofen nicht völlig in der Gewalt hat, so lassen sich die genannten Uebelstände nicht völlig beseitigen und es kommt deshalb darauf an, sie auf ein Minimum zurückzuführen. Man erhält weniger eine zu niedrige, als zu hohe Temperatur im Ofen. Einen Einfluss auf dieselbe hat besonders die Höhe und Weite der Oefen, das Verhältniss zwischen Erz- und Brennmaterialsatz u. A.

Einfluss der Temperatur.

2) Eine gehörig reducirende Wirkung. Je nachdem dieselbe zu kräftig oder zu schwach, werden entweder fremde Metalle in zu reichlicher Menge reducirt und Eisensauen oder ein sehr unreines Kupfer erzeugt, oder es tritt im andern Fall eine Verschlackung von oxydirtem Kupfer ein. Je reichlicher fremde Oxyde, z. B. Eisenoxyd, vorhanden sind, um so mehr muss man die reducirende Wirkung beschränken durch passende Ofenhöhe, behufige innere Gestalt der Oefen, schickliche Grösse der Erz- und Brennmaterialbruchstücke etc. (Bd. I. S. 456).

Einfluss der reducirenden Wirkung.

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenpr. 1861. S. 42, 185.
2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 74.

Einfluss der Röstung.

3) Der Grad der Röstung. Der richtige Grad der Röstung lässt sich nicht immer nach dem Aussehen des Röstgutes beurtheilen, wohl aber nach dem Schmelzverhalten. Bei guter Röstung entsteht eine vom Stein sich gut absondernde kupferarme Schlacke, ein Stein von mittlerem Kupfergehalt (nicht über 40%, gewöhnlich 25—35%) und kein Schwarzkupfer. Ist die Röstung zu weit getrieben, so wird Kupfer verschlackt und es fällt in reichlicher Menge ein unreines Schwarzkupfer, welches namentlich bei einem Antimon- und Arsengehalt nur mit grossen Kupferverlusten, und ohne ein fehlerfreies Product zu geben, sich gaar machen lässt. Bei zu schwacher Röstung erfolgt ein kupferarmer, schwefel- und eisenreicher Stein, welcher sich nicht vollständig wegen geringeren specifischen Gewichts von der Schlacke trennen lässt, so dass bedeutende Kupferverluste auf mechanischem Wege entstehen. Antimon- und arsenhaltige Erze bedürfen zur Vermeidung der Abscheidung eines antimon- und arsenhaltigen Kupfers einer nur schwachen Röstung; der Theil Antimon und Arsen, welcher beim Rösten und reducirenden Schmelzen nicht verflüchtigt ist, sammelt sich dann im Stein an und kann aus demselben durch wiederholte Röstungen und Schmelzungen grossentheils entfernt werden. Zinkblende enthaltende Erze bedürfen einer sorgfältigen Röstung unter Einmengen von Brennmaterial, um das gebildete schwefelsaure Zinkoxyd möglichst zu zersetzen. Dieses reducirt sich sonst beim reducirenden Schmelzen zu Schwefelzink, welches gemeinschaftlich mit der beim Rösten unzersetzt gebliebenen Zinkblende nicht in den Stein geht (S. 121), sondern in Folge des Schwefelgehalts einen Theil Eisenoxydul der Schlacke schwefelt und als Schwefeleisen in den Stein führt. Dadurch wird die Schlacke streng- und dickflüssiger, während der Stein specifisch leichter wird und sich nicht von der steifen Schlacke sondert, sondern an derselben beim Ausräumen aus dem Vorherd hängen bleibt. Dieses Gemenge entstand früher auf schwedischen Hütten[1]) bei unvollständig gerösteten zinkischen Erzen häufig und wird, unter dem Na-

1) Bgwfd. XIII, 406. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 70, 71.

men Skumnas (Schaumstein), zur Zeit mit auf Kupfer zugutegemacht. Durch passende Röstung weiss man seine Bildung jetzt zu umgehen.

Anhalten beim Beschicken.

4) Die Zusammensetzung der Beschickung. Wo es die Beschaffenheit der Erze zulässt, sucht man die gattirten Erze so zu beschicken, dass eine eisenoxydulhaltige Bisilicatschlacke (Bd. I. S. 830) mit bis 45% Kieselerde oder eine zwischen Bi- und Singulosilicat liegende Schlacke entsteht (Atvidaberg, Fahlun, Oberharz). Derartige Schlacken sind noch hinreichend flüssig und nicht zu specifisch schwer, um die Absonderung des Rohsteines zu hindern, sie erstarren nicht zu schnell und geben dadurch weniger Veranlassung zur die Ofencampagnen vermindernden Ansatzbildung im Herde, greifen auch das Ofenbaumaterial weniger an. Zur Verhütung einer Kupferverschlackung bei dem grösseren Kieselsäuregehalt darf die Röstung nicht zu weit getrieben sein, damit das Kupfer vom Schwefel gedeckt ist. Dadurch wird auch der Bildung von Eisensauen entgegengewirkt und es entsteht eine kupferarme graue, grüne oder schwärzliche, sich zum Glasigen neigende Schlacke.

Bisilicatschlacken.

Bi- und Trisilicatschlacken.

Nur selten kommt man in die Lage, noch höher silicirte, zwischen Bi- und Trisilicat (Bd. I. S. 831) liegende Schlacken zu erzeugen, welche strengflüssiger und zur Kupferverschlackung noch geneigter sind, aber einen sehr reinen Ofengang und somit lange Schmelzcampagnen gestatten. Sie besitzen meist helle Farbe, sind glasig und zähflüssig und bilden sich z. B. da, wo man aus einem, die Zusammensetzung der Schlacke nahe besitzenden Erdengemenge geschwefelte Kupfererze ausschmelzen und in einem Stein concentriren muss (Mansfelder Kupferschieferschlakken, Bd. I. S. 854).

Singulo- und Subsilicatschlacken.

Häufiger kommt es dagegen vor, dass man auf die Bildung von Singulosilicatschlacken oder Gemengen von diesen mit Subsilicatschlacken (Bd. I. S. 827) hinarbeiten muss, wenn die Erze sehr reich an Schwefelkies sind und sich beim Rösten derselben viel zu verschlackendes Eisenoxyd bildet (Unterharz).

Am zweckmässigsten erzeugt man dann Singulosilicat-

schlacken mit Erden- und schweren Metalloxydbasen zugleich. An Erdbasen arme und an Eisenoxydul zu reiche Schlacken sind dünnflüssiger, zeigen bei schwarzer Farbe mehr oder weniger Metallglanz, zerspringen beim Erkalten, geben wegen ihrer leichten Erstarrbarkeit Veranlassung zu häufigen Ansätzen, greifen das Ofenbaumaterial stark an, gestatten deshalb nur kurze Schmelzcampagnen und wirken in Folge ihrer Erstarrbarkeit und ihres durch den Eisenoxydulgehalt entstandenen hohen specifischen Gewichtes der Abscheidung des Rohsteines entgegen, während durch den Eisenüberschuss eine Verschlackung des Kupfers weniger leicht eintritt. Versucht man, diese Uebelstände durch reichlichere Zuschläge von kieselsäurehaltigen Substanzen zu umgehen, so wird die Beschickung strengflüssiger und dadurch die Eisensauenbildung durch Reduction grösserer Eisenmengen begünstigt, und es verschlackt sich leichter Kupfer, was bei Vermehrung des Haufwerks durch Kieselzuschläge zu grossen Verlusten führen kann. Wollte man durch schwächere Röstung die Bildung von Eisenoxyd beschränken, so entstehen zu kupferarme Steine, deren Concentration kostspieliger wird.

Regeln beim Beschicken.

Zur Herstellung einer passenden Beschickung bedarf es einer genauen mineralogischen und chemischen Kenntniss von den Erzen, und sind dafür folgende allgemeine Regeln zu berücksichtigen:

a) Gutgeröstete Erze (S. 345) mit vorwaltendem Kieselerdegehalt gattirt man entweder mit gerösteten eisenoxydreichen Kupfererzen oder beschickt sie mit basischen Zuschlägen, z. B. Schlacken vom Steinschmelzen, von der Schwarzkupferarbeit und dem Gaarmachen, seltener mit Eisensteinen, in solcher Menge, dass Bisilicatschlacken oder Gemenge derselben mit Singulosilicaten entstehen. Der Kupfergehalt der Schlacken wird durch Einwirkung von Schwefelungen auf dieselben ausgezogen (S. 348). Als ein sehr zweckmässiger Zuschlag erweist sich meist Flussspath (Bd. I. S. 169). Wie Beobachtungen beim Kupferflammofenprozess [1]) gezeigt haben, trägt der Flussspath aber zur Ent-

1) Percy, Metallurgy. I. 371, 496.

fernung des Arsens als Fluorarsen, sowie zu einem Kupferverlust, wahrscheinlich durch Bildung von flüchtigem Fluorkupfer, bei. Enthalten die Erze schon die zur Schlackenbildung erforderliche Menge Quarz oder Silicate, so verschmilzt man sie ohne Weiteres (Kupferschiefer) oder gibt zur Beförderung des Flusses oder als Decke für den Stein neutrale Schlackenzuschläge. Jeder Ueberschuss davon vermehrt die Schmelzmassen, den Brennmaterialaufwand und den Kupferabgang in den Schlacken.

Bei einem Ueberschusse an Kieselerde, namentlich bei starker Röstung, wird bei rothgefärbten Schlacken viel Kupfer verschlackt, aus der strengflüssigeren, längere Zeit mit Kohlenoxydgas in Berührung bleibenden Beschickung reducirt sich viel Eisen und bildet theils grosse Sauen, theils geht es in den Stein und macht diesen an Kupfer ärmer. Bei Mangel an Kieselerde bilden sich eisenreiche basische Schlacken unter Herbeiführung der S. 352 angegebenen Uebelstände, die Bildung von Eisensauen und eisenreicher Leche wird befördert und es entstehen leicht breiige Schlacken [Schwedische *lurlet*[1]) und Unterharzer Murtche[2])], welche Schwefelungen aufnehmen und zu Kupferverlusten führen. Ihrer Bildung wird durch schwächere Röstung oder vermehrten Zuschlag von kieseligen Verbindungen entgegengewirkt.

Nach Le Play[3]) enthalten manche Kupferschlacken für gewisse Kupfermengen stets mehr Schwefel, als der gleichzeitig mit der Schlacke gefallene Stein, und es soll dieser überschüssige Schwefel im Einfach-Schwefeleisen vorhanden sein, welches in der Schlacke durch die Verwandtschaft des Eisenoxydulsilicates aufgelöst ist und damit eine bestimmte Verbindung, ein Sulphosilicat, bildet. Dieses soll verhindern, dass sich oxydirtes Kupfer in der Schlacke befindet, weil dasselbe vom Schwefeleisen immer geschwefelt wird. Da Le Play die wirkliche Existenz des Eisensulphosilicates nicht nachgewiesen hat und ohne dasselbe eine Sulphosilicate.

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 92.
2) Kerl, Rammelsberger Hüttenproz. 1861. S. 80.
3) Le Play, Beschreib. d. Waleser Kupferhüttenprozesse, deutsch v. Hartmann. 1851. S. 101.

Schwefelung des oxydirten Kupfers in den Schlacken durch Schwefeleisen stattfinden kann (S. 348), so rührt nach PERCY[1]) der Schwefelgehalt in den Schlacken wahrscheinlich nur von eingemengtem Stein her. Der Schwefelgehalt von manchen Eisenhohofenschlacken dürfte auch von mechanisch beigemengten Schwefelungen herrühren, während in natürlich vorkommenden Mineralien, z. B. im Helvin, Sulphosilicate vorzukommen scheinen.

b) Ist der Gehalt des Erzes an Eisenoxyd vorwaltend, so gattirt man dasselbe entweder mit kieseligen Erzen oder gibt zur Beschickung saure, namentlich kieselerdehaltige Zuschläge (Quarz, Thon, Thonschiefer, saure Schlacken etc.) in solcher Menge, dass nicht zu saure Schlacken entstehen (S. 351). In Südamerika soll zu Viquintipa von den Eingebornen Tinkal[2]) als Zuschlag verwandt werden.

c) Zu stark geröstete Erze (S. 350), bei denen unter Kupferverschlackung schon eine Ausscheidung von Schwarzkupfer zu fürchten, sowie vorhandene oxydische Erze (Szaska) oder Rückstände von der Entsilberung (z. B. Schmöllnitzer[3]) Fahlrohkupfer-Rückstände) erfordern einen Zuschlag von rohen Erzen oder sogar von rohem Schwefelkies.

d) Zu schwach geröstete Erze (S. 350) müssen entweder nochmals geröstet oder mit stark gerösteten Erzen oder oxydischen Producten (Kupfergaarschlacken etc.) versetzt werden. Bei Zinkblende enthaltenden Erzen deutet die Skumnasbildung (S. 351) auf zu schwache Röstung.

e) Arsen- und antimonhaltige Erze werden zur möglichsten Verhütung einer Speisebildung, wenn sie zu stark geröstet waren, wohl mit rohen Erzen oder Schwefelkies beschickt, um den Theil Antimon und Arsen, welcher beim Schmelzen nicht verflüchtigt wird, in den Rohstein zu führen. Durch dessen wiederholte Röstung (S. 350) und Schmelzung ist man dann gewöhnlich im Stande, diese bei-

1) PERCY, Metallurgy. I, 344.
2) v. LEONHARD, Hüttenerzeugnisse. S. 76.
3) Oest. Ztg. 1859. S. 275. 282.

[de]n Stoffe allmälig so weit abzuscheiden, dass ein gut ver[kä]ufliches Product erhalten wird. Zuweilen lässt sich aber [sel]bst bei schwacher Röstung bei einem bedeutenden Anti[mon]- und Arsengehalt der Erze eine Speisebildung nicht [g]anz umgehen (Unterharzer Königskupfer), wird aber [au]ch wohl durch passende Zuschläge absichtlich befördert, [w]enn Antimon und Arsen in so bedeutender Menge vor[k]ommen, dass zu ihrer Entfernung die Röst- und Schmelz[p]rozesse einen zu grossen Umfang annehmen würden. [M]an lässt es dann, wie früher zu Schmöllnitz[1]) beim [R]ohschmelzen der entsilberten Fahlrohkupferrückstände mit [H]elferzen, in der Beschickung durch reichlichen Zusatz von [o]xydischen Producten an Schwefel fehlen und führt so eine [S]peisebildung herbei, welche man dann beim Verschmelzen [d]es erfolgenden Rohsteines nochmals wiederholt [Nieder[s]chlagsschmelzen[2])].

Wollte man bei antimon- und arsenarmen Erzen eine [k]räftige Speiseabscheidung veranlassen, so würde der Kupfer[g]ehalt des fallenden Rohsteins zu hoch werden und sich in [F]olge dessen bei seiner Verschmelzung auf Schwarzkupfer [ni]cht nur viel Kupfer verschlacken, sondern auch ein schwer [un]d kostspielig gaar zu machendes Schwarzkupfer entstehen. [Zu]r Zeit werden die genannten Rückstände in Schmöll[ni]tz[3]) mit Lechen im Flammofen auf Schwarzkupfer ver[sc]hmolzen, die Abzüge davon mit Kiesen verlecht, concen[tri]rt, der Abzugsreichlech reducirt und die dabei fallende [Sp]eise auf Schwarzkupfer verblasen.

Beudant und Benoit[4]) haben ein Verfahren angege[be]n, mittelst Zuschlages von Eisen und Blei Antimon und [Ar]sen aus Kupfererzen auszuscheiden. Wie bereits ange[füh]rt, lässt sich Arsen leichter, als Antimon entfernen.

Zum näheren Verständniss der Reactionen, welche durch [Ei]nwirkung der Beschickungsbestandtheile auf geschwefeltes [un]d oxydirtes Kupfer eintreten können, dienen hauptsäch- Reactionen der Beschickungsbestandtheile.

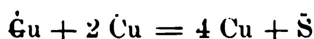
1) Oesterr. Ztschr. 1859. S. 282.
2) Ibid. S. 292.
3) Ibid. S. 299.
4) Berggeist. 1856. S. 237

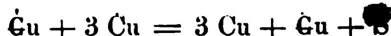
lich die Resultate nachstehender, von BERTHIER [1]), PERCY [2]), SMITH [3]), DICK [4]) u. A. angestellter Versuche:

a) Ġu hat grosse Neigung, sich mit allen metallischen Sulphiden zu verbinden.

b) Ġu gibt mit Ġu, Ċu oder ĊuS̈ je nach den angewandten Verhältnissen metallisches, oxydirtes oder geschwefeltes Kupfer nach den Formeln:

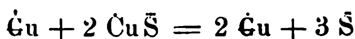

Ġu + 2 Ġu = 6 Cu + S̈


Ġu + 2 Ċu = 4 Cu + S̈


Ġu + 3 Ċu = 3 Cu + Ġu + S̈


Ġu + 6 Ċu = 4 Ġu + S̈


Ġu + ĊuS̈ = 3 Cu + 2 S̈


Ġu + 2 ĊuS̈ = 2 Ġu + 3 S̈


Ġu + 4 ĊuS̈ = 6 Ċu + 5 S̈.

c) Metallisches Kupfer gibt mit Ṗb neben geschmolzener Schlacke mehr oder weniger kupferhaltiges Blei; bei dem 21fachen Glätte bleibt nur $^1/_6$ Kupfer unoxydirt; mit F̈e entsteht oberflächlich oxydirtes Kupfer.

d) Ċu mit Ṗb gibt Schlacke und Regulus, dessen Kupfergehalt mit wachsendem Ċu zunimmt.

e) 3 Ġu + 3 Ḟe + S̈i = 3 Ġu + Ḟe³S̈i, die Hauptbasis fürs Rohschmelzen.

f) Beim Erhitzen mit Kohle gibt Ġu unter Entwicklung von Schwefelkohlenstoff einen geringen Theil metallisches Kupfer bei hoher Temperatur.

g) Ġu gibt mit Fe nur eine theilweise Kupferausscheidung im Eisen, indem ein Schwefelsalz von Fe und Cu entsteht, auf welches das Fe nicht weiter einwirkt. — Ġu

1) BERTHIER, Handb. d. metallurg.-analyt. Chemie, deutsch von KERSTEN. 1835. I.
2) PERCY, Metallurgy. 1, 243 u. f.
3) Ibid.
4) Ibid.

mit Zn gibt unter Zinkverflüchtigung einen kupferhaltigen Stein und eine Legirung von Kupfer und Zink mit bis 80% Kupfer. — Wird $\dot{Cu}$ mit einer geringen oder grossen Quantität Pb erhitzt, so entsteht neben einem Stein ein Regulus, welcher $\frac{1}{5}$—$\frac{1}{6}$ des Kupfergehaltes aufgenommen hat. — $2\dot{Cu} + 2\,Sn = Cu\,\ddot{Sn} + [\dot{Cu} + (Cu, Sn)\,S]$. — $\dot{Cu}$ mit Sb gibt Stein und eine Verbindung von Cu und Sb; umgekehrt wird SbS durch Cu zerlegt unter Bildung eines Steines und antimonhaltigen Kupfers, eine beim Verschmelzen antimonhaltiger Kupfererze nicht zu übersehende Reaction. Die Metallgehalte der Producte schwanken nach der Zusammensetzung der genommenen Quanten von $\dddot{Sb}$ und Cu, z. B.:

| Beschickung. | Stein. | | | König. | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | Cu | Sb | S | Cu | Sb | S |
| $Cu^3 + \dddot{Sb}$ | 47,53 | 29,32 | 23,15 | 3,86 | 95,97 | 0,17 |
| $Cu^6 + \dddot{Sb}$ | 66,44 | 16,91 | 16,65 | 42,54 | 57,06 | 0,40 |
| $Cu^{12} + \dddot{Sb}$ | 75,90 | 22,80 | 1,30 | 66,72 | 32,98 | 0,30 |
| $Cu^{18} = \dddot{Sb}$ | 77,36 | 21,31 | 1,33 | 75,90 | 24,03 | 0,07. |

$\dot{Cu}$ wird durch die 20fache Menge $\dot{Pb}$ entschwefelt und es entsteht neben Schlacke ein kupferhaltiger Bleikönig; bei weniger $\dot{Pb}$ bildet sich noch ein Stein; 4 Thle. $\dot{Pb}$ verwandeln 1 Thl. $\dot{Cu}$ in $\dot{Cu}$ und $\dddot{S}$, in der Wirklichkeit bedarf es aber mehr $\dot{Pb}$ dazu.

5) Die Construction der Oefen, und zwar: Ofenconstruction.

a) die innere Gestalt der Oefen. Ofengestalt. Wie Bd. I. S. 456. nachgewiesen worden, hat die Neigung der Form- und Vorwand, die Herstellung einer mehr oder weniger deutlich ausgebildeten Rast[1]) u. A. einen wesentlichen Einfluss auf die reducirende Wirkung im Ofen (S. 349). Ein Kupferofen von der Bd. I. S. 443. angegebenen Einrichtung lässt z. B. eine kräftige Reduction zu. Bei Oefen mit nahe über der Form angebrachter Rast concentrirt sich die Hitze mehr vor der Form und vertheilt sich beim Eintritt der heissen

1) Bgwfd. II, 257.

Gase in die erweiterte Rast, wobei das Eisenoxyd bei nicht zu hohen Oefen weniger in metallisches Eisen, als in Oxydul übergeht, welches dann beim Eintritt ins Gestell sofort verschlackt wird. Höhere, engere Gestelle veranlassen grössere Hitzen und begünstigen die Reduction.

Ofenhöhe. b) Die Höhe der Oefen (Bd. I. S. 427). Je höher die Oefen, um so vollständiger wird zwar das Brennmaterial ausgenutzt, aber um so stärker ist auch die reducirende Wirkung, indem die Schmelzmassen längere Zeit mit dem aufsteigenden Kohlenoxyd in Berührung bleiben. Je eisenoxydreicher eine Beschickung, um so mehr muss die Reduction von Eisen zur Verhütung von Eisensauenbildung vermieden werden und um so niedrigere Oefen muss man wählen (Unterharz); bei weniger Schwefelkies und nicht überwiegendem Erdengehalt kann man höhere Oefen anwenden (Oberharz), und da, wo viel und strengflüssige Erden bei geringem Eisengehalt zu verschlacken sind, empfehlen sich Hohöfen, welche sich in ihrer Gestalt mehr oder weniger den Eisenhohöfen nähern und bei engerem, höheren Gestell mit einer Rast versehen sind (Mansfelder Kupferschieferöfen). Bei hohen Oefen ohne Rast verbreitet sich die vor den Formen erzeugte Hitze weit nach oben, wodurch die Eisenreduction begünstigt wird.

Schwefel-, antimon- und arsensaure Salze werden in höheren Oefen bei der längeren Berührung mit Kohlenoxydgas vollständiger reducirt (S. 347), als in niedrigeren, insofern man in letzteren nicht das Schmelzen verlangsamt. Eisenarme, antimon- und arsenreiche Erze werden demnach am zweckmässigsten in höheren Oefen langsam verschmolzen. Schmilzt man Eisen, Antimon und Arsen enthaltende in hohen Oefen rasch, also bei einer höheren Temperatur im Schmelzraum, so wird viel Eisen reducirt, es bilden sich Eisensauen, Speisen und eisenreiche Steine. Es wird sich demnach ein rasches Schmelzen nur bei erdenreichen, eisenarmen Erzen empfehlen. In niedrigen Oefen kann bei antimon- und arsenfreien Erzen ein rasches Schmelzen zu einer Brennmaterialersparung führen, weniger bei unreinen Erzen, indem der grösste Theil des Antimons und Arsens in den Stein übergeht und dieser dann eine umfangreichere

Bearbeitung erfordert. Nur selten kommen, wenn's an den nöthigen Materialien und Hülfsapparaten fehlt, eigentliche Herdöfen zur Anwendung [Indien[1]), Japan[2])].

c) Die Weite der Oefen. Mit der Weite der Oefen bis zu einem gewissen Grade kann die Production, die Brennmaterialersparung und die Dauer der Ofencampagnen zunehmen, insofern man durch Anwendung mehrerer Formen für die Herstellung der nöthigen gleichmässigen Temperatur im Gestellraum sorgt [3 förmige schwedische Suluöfen[3]), 4 förmige Oefen zu Bogoslowsk[4])]. Je strengflüssiger die Erze, um so enger pflegt das Gestell zu sein (Kupferschieferöfen). Bei zu weiten Oefen nimmt die Brennmaterialersparung ab, lässt sich aber zuweilen durch Anbringung eines Schachtscheiders wieder herbeiführen [Schweden[5])]. Ein Zinkgehalt der Erze erfordert weitere Oefen, und es lassen solche auch wegen langsameren Niederganges der Gichten eine vollständigere Zerlegung antimon-, arsen- und schwefelsaurer Salze durch das Kohlenoxydgas (S. 358) zu. Die schwedischen Suluöfen mit ihrem geräumigen Herde gestatten die Ansammlung grösserer Steinquantitäten während einer längeren Zeit. Dies gewährt die Vortheile, dass sich Stein und Schlacke vollständiger scheiden, der Kupfergehalt der letzteren vom Schwefeleisen des Steins besser aufgenommen, durch Einwirkung der Schlacke und des Gebläses auf den Stein durch beständige Verschlackung von Eisen dieser kupferreicher und, da der Sumpf beständig mit einer Menge flüssigen Steins gefüllt ist, verhütet wird, dass sich Eisensauen festsetzen, was auf die Dauer der Schmelzcampagne wieder von Einfluss ist. v. RACHETTE's[6]) neuer Schmelzofen hat 24 Formen. Ofenwe

d) Das Zumachen der Oefen (Bd. I. S. 434). Dasselbe hat einen wesentlichen Einfluss auf den Brennmaterialverbrauch, auf die reducirende Wirkung, die Eisensauen- Ofenzumachen

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 117.
2) Ibid. S. 118.
3) Ibid. 1859. S. 69, 71.
4) Bgwfd. Bd. 20. S. 482.
5) B. u. h. Ztg. 1859. S. 69.
6) B. u. h. Ztg. 1862. S. 265. — DINGL. Bd. 165. Hft. 5.

bildung und darauf, ob das beim Schmelzen ausgeschiedene unreine metallische Kupfer (S. 347) in Berührung mit dem geschmolzenen Stein wieder mehr oder weniger geschwefelt wird. Geschieht dies nicht, so muss das nur mit grösseren Verlusten zu reinigende Kupfer wieder beim Schmelzen zugeschlagen werden. Besonders nachtheilig ist der Schwarzkupferfall bei silberhaltigen Erzen, wenn man das Silber im Stein concentriren und daraus gewinnen will (Mansfeld, Freiberg). Es geht alsdann theilweise ins Schwarzkupfer und macht zu seiner Extraction besondere Prozesse erforderlich.

Tiegelöfen (Bd. I. S. 435) geben in Bezug auf Brennmaterialersparung, Grösse des Durchsetzquantums und Verhinderung einer Kupferausscheidung günstige Resultate, und zwar letzteres, weil das Kupfer im Inneren des Ofens längere Zeit mit dem flüssigen Stein bei hinreichend hoher Temperatur in Berührung bleibt. Da aber in solchen Oefen die reducirende Wirkung eine ziemlich kräftige ist und die meisten Kupfererze eisenhaltig sind, so ist eine Bildung von Ansätzen oder Eisensauen im Herd nicht zu vermeiden, und diese lassen sich dann bei grösseren Dimensionen nicht ausräumen. Aus diesem Grunde empfehlen sich solche Oefen für die Kupfererzschmelzung im Allgemeinen nicht, kommen aber zuweilen in Anwendung (Röraas).

Sumpföfen (Bd. I. S. 440) gestatten zwar weniger die Ausnutzung des Brennmaterials, als Tiegelöfen von gleicher Höhe, lassen aber eine Ausräumung gebildeter Ansätze im Herde und die Resorption ausgeschiedenen metallischen Kupfers zu. Sie eignen sich deshalb besonders zum Verschmelzen sehr eisenreicher Erze, wobei trotz aller Sorgfalt die theilweise Reduction des Eisenoxydes nicht zu vermeiden ist (Unterharz).

Spuröfen (Bd. I. S. 437), und zwar die unter dem Namen der Brillenöfen (Bd. I. S. 439) bekannte Modification derselben, gestatten, wie Tiegelöfen, ebenfalls nicht das Ausräumen von grösseren Ansätzen und Sauen aus dem Herd und eignen sich, da auch die reducirende Wirkung grösser zu sein pflegt, als in Sumpföfen, deshalb nicht für eisenoxydreiche Erze. Da die geschmolzenen Massen sofort aus dem Ofen fliessen und sich erst ausserhalb des Herdes

vor dem Ofen, also bei einer niedrigeren Temperatur separiren, so findet die Separation meist nicht so vollständig statt, als in Sumpf- und Tiegelöfen, namentlich greift die im Stechherd oben aufgehende Schlacke meist unter sich und vermengt sich immer mit Stein, weshalb die denselben unmittelbar berührenden Schlackenscheiben immer wieder mit durchgeschmolzen werden müssen, was zu einem grösseren Brennmaterialaufwand führt. Saigere Schlacken, welche allmälig erstarren, gestatten eine bessere Abscheidung des Steines, als basische rasch erstarrende. Auch begünstigen solche Oefen den Schwarzkupferfall dadurch, dass das ausgeschiedene Kupfer nicht hinreichend lange bei der gehörigen Temperatur mit dem flüssigen Stein ausserhalb des Ofens in Berührung bleibt

Diesen Schattenseiten gegenüber gewähren aber die Brillenöfen im Vergleich mit Sumpföfen bei geeigneten Erzen entschiedene Vortheile. Sie gestatten, weil sie keines Vorherdes bedürfen, weniger Kosten für Gestübbe und Brennmaterial zum Abwärmen; die Arbeit ist bequemer, indem das beschwerliche Abstechen und Reinhalten des Stiches wegfällt; sie geben eine grössere Production, weil das Geschmolzene fortwährend abfliesst, während sich in Sumpföfen beim Vollwerden des Herdes die Schlacke durch den Stein unter der Vorwand durchdrängen muss, wodurch eine Verzögerung des Schmelzens geschieht; sie können längere Campagnen machen und ein besseres Product liefern, indem beim Zutritt der Luft zu den glühend aus dem Auge fliessenden Massen noch schädliche Stoffe (Antimon, Arsen, Zink) oxydirt und verflüchtigt werden. In Betreff der Unterbrechungen des Schmelzganges möchten wohl die des Ausräumens bei Sumpföfen nach jedem Abstechen diejenigen ausgleichen, welche zur Herstellung und Erhaltung der Tiegel des Brillenofens nöthig sind.

Man wird danach an Schwefelkies reiche Erze, welche beim Rösten viel Eisenoxyd geben, namentlich wenn sie antimon- und arsenhaltig und zur Bildung von Schwarzkupfer geneigt sind, am besten in niedrigen Sumpföfen (Unterharz), dagegen eisenarme Erze (Kupferschiefer) in hohen Brillenöfen (Mansfeld) verschmelzen. Auch bei einem etwas

grössern Eisengehalt können mehr oder weniger hohe Brillenöfen vor den Sumpföfen noch Vortheile gewähren (Oberharz, Dillenburg), obgleich schon die reichlichere Bildung von Eisensauen die Schmelzcampagnen — z. B. im Vergleich mit Kupferschieferöfen — abkürzt.

Beim Brillenofenbetrieb lässt man Stein und Schlacke abwechselnd aus einem Auge ausfliessen, hält dabei den Stich stets offen und wirkt dahin, dass sich hinter der Vorwand keine Ansätze bilden und die Schlacke nicht zu kalt wird, damit der beständig zufliessende Stein sich unter derselben verkriechen kann.

Vergleichung von Schacht- u. Flammöfen.

Da in Schachtöfen als reducirendes Agens hauptsächlich Kohlenoxydgas, in Flammöfen Schwefel auftritt, so ist in letzteren weniger eine Bildung von Eisensauen und Schwarzkupfer zu fürchten, aber es werden auch Antimon und Arsen weniger vollständig ausgetrieben. Dadurch, dass etwa ausgeschiedenes Schwarzkupfer in Flammöfen längere Zeit mit dem Stein in Berührung bleibt, wird seine Aufnahme in letzteren ermöglicht. Zink wird in Flammöfen weniger verflüchtigt, als in Schachtöfen, und fällt deshalb der Stein zinkischer aus und lässt sich schwieriger rösten; auch pflegen die Flammofenschlacken etwas kupferhaltiger zu sein, als Schachtofenschlacken. Stehen unreine, antimon- und arsenhaltige Erze von nur einem Fundorte zu Gebote, so erhält man davon bei mässiger Röstung einen reineren Rohstein in Schachtöfen, als in Flammöfen. Wo verschiedenartige Erze zur Verschmelzung kommen, ist es meist räthlicher, die antimon- und arsenhaltigen möglichst vollständig abzurösten und sie dann mit reinen kiesigen Erzen im Flammofen zu behandeln. Bei Anwendung eines Schachtofens müssen in solchem Falle, damit kein zu eisenarmer Stein entsteht, auch die kiesigen Erze meist theilweise abgeröstet werden.

Windzuführung.

c) Die Windzuführung. Man wendet häufiger Gebläseschachtöfen, als Zugschachtöfen [1]), sog. atmosphärische Oefen an, welche z. B. zu Bouc in Frankreich einen wirksameren Zug geben sollen, als erstere.

1) Bulletin de la Société de l'industrie minérale. II, 415; III, 541. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 242; 1862. S. 63.

Die Gebläseöfen sind meist einförmig, zur Erhöhung der Production kommen aber auch mehrförmige, 3—4förmige, ja 24förmige (RASCHETT's Ofen S. 359) Oefen in Anwendung. Die Formen liegen entweder sämmtlich in der Hinterwand (Suluöfen in Schweden, Bd. I. S. 442; Oefen zu Bogoslowsk[1]), wo sich aber 6förmige Oefen nicht bewährt haben), oder an verschiedenen Seiten (Mansfelder Kupferschieferöfen, RACHETT's Ofen). Bei mehrförmigen Oefen haben sich Schachtscheider zweckmässig erwiesen (Atvidaberger Erz- und Schwarzkupferofen). Heisse Gebläseluft befördert die Reduction des Eisenoxydes und die Kupferverschlackung[2]) und hat sich deshalb nur beim Verschmelzen erdiger, strengflüssiger, eisenarmer Erze bewährt und zu einer Brennmaterialersparung, sowie zu einem schnelleren und besseren Ofengang geführt (Mansfelder und Riechelsdorfer Kupferschieferschmelzen), seltener findet dieselbe bei eisenreicheren, armen Erzen, wenn es auf thunlichste Ersparung an Brennmaterial ankommt (Atvidaberg), Anwendung. Durch Einleiten von Wasserdämpfen[3]) in einiger Entfernung über den Formen will NORDENSKJÖLD[4]) zu Nische-Tagil einen reichen Kupferstein, eine arme Schlacke und ein beschleunigtes Schmelzen erzielt haben. Ist zwar bei Anwendung von Wasserdämpfen im Eisenhohofen auch eine Erhöhung der Production einmal bemerkt worden, so steht dieses Verhalten doch noch vereinzelt da und mit der Theorie nicht ganz im Einklang.

Bei Erzeugung hoher Temperaturen kommen Wasserformen in Anwendung [Boston[5])].

6) Beschaffenheit des Brennmaterials. Häufiger als Holz [Sibirien[6])] kommen Holzkohlen und Koks zur Verwendung, wobei hauptsächlich deren Preis maassgebend ist. Letztere gestatten in Folge höherer Temperaturentwicklung ein rascheres Schmelzen und einen reineren Brennmaterial.

1) Bgwfd. XX. S. 482.
2) MERBACH, Anwend. d. erhitzt. Gebläseluft. 1840. S. 191.
3) B. u. h. Ztg. 1856. S. 138.
4) SCHEERER's Metallurgie. II, 32.
5) B. u. h. Ztg. 1859. S. 324.
6) ERDM., J. f. ök. u. techn. Chem. XVII, 471.

Ofengang, und es bilden sich weniger Eisensauen, weil die Schmelzmassen rascher der reducirenden Zone entzogen werden und Koks beim Verbrennen weniger Kohlenoxydgas liefern, als Holzkohlen (Bd. I. S. 224). Bei späteren Steinschmelzungen, wo sich schon metallisches Kupfer erzeugt, zieht man (z. B. in Riechelsdorf, auf den Oberharzer Hütten etc.) Holzkohlen den Koks vor, indem sich bei der höhern Temperatur der letzteren mehr fremde Metalle reduciren und das Kupfer verunreinigen, in Folge dessen dasselbe schwieriger zähe zu erhalten ist. Bei der früheren Anwendung von Holzkohlen bei der Unterharzer Kupfererzarbeit liess sich ein Theil Zink auf dem Zinkstuhl (S. 347) gewinnen; seit Anwendung der Koks wird in Folge der höheren Temperatur im Schmelzraume das Zink meist im Ofenschacht dampfförmig empor getrieben.

Das Verschmelzen eisenoxydreicher und an Antimon und Arsen armer Kupfererze geschieht danach am zweckmässigsten mit Koks in niedrigen Sumpföfen (Unterharz), eisenärmerer in mehr oder weniger hohen Brillenöfen (Oberharz, Mansfeld).

Auf der Hütte zu Boston[1]) wird ein vorzüglicher,

Schmelzbarkeit, ihren Fluss, ihr äusseres Ansehen, ihre Erstarrbarkeit etc. Einfluss hat, nicht roth gefärbt sein darf. Bei zu schwacher Röstung erscheint sie neben einem armen Stein mussig und sondert sich schwierig von dem specifisch leichteren Stein; bei zu starker Röstung ist sie vom verschlackten Kupferoxydul roth gefärbt. Skumnasbildung (S. 351) deutet auf viel unzersetzte Zinkblende und eine breiige Consistenz (S. 353), auf zu geringen Zuschlag von Kieselsäure u. dgl. m. Bei zu reicher Schlacke bildet sich ein zu reicher Stein und zuweilen scheidet sich Schwarzkupfer oder Speise aus.

3) Eine reichliche Sauenbildung deutet auf zu viel oder zu wenig Kieselsäure, auf zu stark reducirende Wirkung, auf zu starke Röstung etc.

4) Das Verhalten der Form. Gewöhnlich schmilzt man mit einer 4—8 Zoll langen, vorn sternigten Nase (Bd. I. S. 458) und heller Gicht, selten mit dunkler Gicht bei höheren Oefen.

Die Vorschläge von JOHNS [1]), DUCLOS [2]), BELL [3]), DAVY [4], NEWTON [5]) u. A. zur Verbesserung der Röstung und Verschmelzung der Erze in Schachtöfen haben keine practische Bedeutung.

Beim Rohschmelzen können nachstehende Producte entstehen: Schmelzproducte.

1) Schwarzkupfer, bei sehr reinen Erzen absichtlich erzeugt oder bei unreinen Erzen in Folge fehlerhafter Beschickung, unrichtiger Ofenconstruction etc. gefallen. Wird seltener für sich, als mit spätern reinern Schwarzkupfersorten gaar gemacht, zuweilen entsilbert.

2) Rohstein (Bd. I. S. 741, 748) wird geröstet, je nach seiner Reinheit und seinem Silbergehalt entweder auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses entsilbert (Unterharz, Schmöllnitz), oder gleich gaar gemacht (Fahlun, Röraas), oder auf Concentrations- oder Spurstein verschmol-

1) Bgwfd. VI, 302.
2) Ibid. VI, 300.
3) Ibid. VI, 315. — DINGL., Bd. 80. S. 227.
4) Bgwfd. XII. 623.
5) DINGL., Bd. 97. S. 285.

zen und dieser entsilbert (Mansfeld, Freiberg), oder auf Schwarzkupfer verschmolzen (Oberharz, Dillenburg, Altwasser, Schmöllnitz, Banat).

Zuweilen wird der Rohstein sofort entsilbert (Mansfeld) oder nach vorheriger Concentration im gerösteten Zustande mit Wasser oder verdünnter Schwefelsäure extrahirt und auf Vitriol benutzt (Freiberg).

Ist der Stein in Folge eines grössern Schwefelzinkgehaltes zu dicht und wird dadurch die Röstung erschwert, so lässt man ihn wohl aus dem Stechherd in einer dünnen Schicht auf die Hüttensohle laufen (Agordo).

3) Speise (Bd. I. S. 761) wird direct oder nach vorherigem Verblasen entsilbert, oder geröstet mit dem gerösteten Rohstein zusammen verschmolzen (zu Oker), oder für sich zu Nickel- und Kobaltspeise concentrirt, oder auf Schwarzkupfer verblasen und gaargemacht.

An edlen Metallen arme, antimonreiche Speise wird nach FERJENTSIK[1]) durch Verblasen auf 95—96 % Kupfergehalt gebracht und das Rohkupfer roh- und hammergaar gemacht. Lässt sich beim Verblasen der Gehalt an edlen Metallen hinreichend concentriren, so treibt man den Kupfergehalt dabei nur auf 85—87 %, entsilbert das Rohkupfer durch Amalgamation etc., reducirt die Rückstände etc. Das beim Verblasen verflüchtigte Antimonoxyd lässt sich in Condensatoren auffangen und mit Schwefelantimon zu Antimonregulus reduciren.

4) Eisensauen (Bd. I. S. 802) werden auf die, Bd. I. S. 802. angegebene Weise weiter behandelt, oder, wenn sie sich leicht zerkleinern lassen [Atvidaberg[2])], beim Rohschmelzen wieder zugeschlagen.

5) Ofenbrüche (Bd. I. S. 785), Gekrätz und Geschur (Bd. I. S. 801) und Flugstaub. Erstere Producte werden im gerösteten oder verwaschenen Zustande (Krätzschlieg) gewöhnlich beim Rohschmelzen zugeschlagen, der Flugstaub vorher wohl mit Kalk eingebunden oder mit Säuren extrahirt (Unterharz). Bilden sich zinkische Ofenbrüche in grösserer Menge, so nimmt man wohl bei der

1) Oest. Ztschr. 1859. S. 293, 325.
2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 74.

Construction der oberen Ofentheile auf deren möglichst leichte Entfernung Rücksicht [Atvidaberg[1]].

6) Rohschlacken (Bd. I. S. 853) werden entweder abgesetzt, oder bei den Steinarbeiten wieder zugeschlagen oder bei saurer Beschaffenheit zu Bausteinen verwandt (Mansfeld) u. dgl. m. Markus[2]) empfiehlt, das in den Schlacken enthaltene geschwefelte Kupfer zu oxydiren und als schwefelsaures Kupferoxyd auszuziehen.

7) Gichtgase (Bd. I. S. 306) dienen z. B. zur Erhitzung der Gebläseluft (Riechelsdorf), zum Gaarmachen des Kupfers im Spleissofen und zum Puddeln[3]) etc.

§. 62. Rösten des Rohsteines. Beim Rösten des Rohsteines finden ähnliche chemische Vorgänge (Bd. I. S. 76, 78) statt, wie beim Rösten der Erze. Je nach der Reinheit der Leche ist der Zweck der Röstung und danach die Ausführung derselben eine verschiedene. Antimon- und arsenfreie Leche werden je nach ihrem Kupfer- und Schwefelgehalt in so viel Feuern (5—8) zugeröstet, bis die vorhandenen Schwefelmetalle so weit von Schwefel befreit sind, dass beim demnächstigen reducirenden und solvirenden Schmelzen derselbe zur Bindung des Kupfers nicht hinreichend ist, sondern der grösste Theil des letzteren sich metallisch als Schwarzkupfer ausscheidet. Da man die Röstung im Grossen nicht vollständig erreichen kann, so bildet sich neben Schwarzkupfer immer eine geringe Menge reichen Steines (Dünnstein), welcher insofern günstig wirkt, als er zur Ausscheidung verschlackten Kupfers als Schwefelkupfer beiträgt (S. 348). Zweck.

Bei unreinen Erzen würde unter solchen Umständen ein antimon- und arsenreiches, schwierig zu reinigendes Schwarzkupfer erfolgen, weshalb man dann gewöhnlich die Röstung nur so weit treibt, dass beim demnächstigen reducirenden und solvirenden Schmelzen (Spuren, Concentriren) noch hinreichend Schwefel vorhanden bleibt, um alles Kupfer in einen neuen Stein (Concentrations-, Spur-, Mittel- Steinconcentration.

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 74.
2) Oest. Ztschr. 1857. S. 323.
3) B. u. h. Ztg. 1846. S. 569.

stein) überzuführen, welcher das beim Rösten nicht verflüchtigte Antimon und Arsen aufnimmt. Dieser wird dann je nach seiner Reinheit wieder mehr oder weniger stark geröstet, so dass beim nachfolgenden Schmelzen abermals nur Stein oder Schwarzkupfer entsteht. Da man die Röstung nicht völlig in der Gewalt hat, so lässt sich oft nicht vermeiden, dass sich beim Spuren schon, ohne dass man seine Entstehung beabsichtigt, geringe Mengen von Schwarzkupfer ausscheiden. Dasselbe ist um so unreiner, bei je früheren Spuren es erfolgt und liefert nur, gemeinschaftlich mit den spätern reineren Schwarzkupfern gaar gemacht, ein gutes Product [Oberharzer Kiesarbeit, französische Hütten[1])].

Je öfter man diese Röst- und Schmelzprozesse wiederholt, um so reiner wird zwar das Handelskupfer von Antimon und Arsen, aber auch um so kostspieliger die Arbeit, weshalb wohl die Vortheilhaftigkeit dieser Zwischenprozesse in Zweifel gezogen ist.

**Vortheile und Nachtheile des Spurens.** Nach Heine[2]) sind die Vortheile desselben in der Regel geringer, als dessen Nachtheile. Erstere bestehen in Verschlackung und Verflüchtigung einer gewissen Menge der in den Steinen vorkommenden fremden Metalle, in Verminderung der gaar zu röstenden Masse und in Darstellung eines ziemlich reinen Schwarzkupfers; letztere hingegen bestehen in Kosten für das Vorlaufen und Beschicken des Rostes mit Schlacke, in den Kosten des Spurens selbst, in der Bildung von metallhaltigem Gekrätz und Geschur, welches wieder zur Verarbeitung kommt, in der Erzeugung einer bedeutenden Menge Rostschlacke mit gewöhnlich nicht unbedeutendem Kupfergehalt und in der Unwahrscheinlichkeit, diesen Kupfergehalt beim Rohschmelzen, bei den stattfindenden chemischen und mechanischen Verlusten, ganz wieder zu gewinnen. Zwar ist nur ein Theil der Schmelzkosten verloren, weil das später folgende Schwarzkupfermachen durch geringeres Schmelzquantum etwas wohlfeiler wird, auch erhält man bei der letzten Schmelzung weniger Schlacke, allein, alles dieses berücksichtigt, sind die Nach-

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 243.
2) Heine, Bemerkungen über den Röstprozess der Kupfersteine in Stadeln. Bgwfd. I, 49.

theile des Spurschmelzens für reinere, namentlich antimon- und arsenärmere Steine immer noch gross. Wenngleich es seine Schwierigkeiten hat, arme arsen- und antimonhaltige Kupfersteine mit nur einigen 20 Pfd. Kupfergehalt durch Röstung für sich hinreichend zu entschwefeln, so lassen sie sich doch, ohne Concentration, sofort mit Vortheil auf Schwarzkupfer verschmelzen, wenn man den Röststadeln eine zweckmässige Einrichtung gibt und den Steinen in den späteren Röstfeuern Dünnstein (den bei der Schwarzkupferarbeit gefallenen Stein) zusetzt. Arme Steine können gewöhnlich in 8 Röstfeuern hinreichend entschwefelt werden, wobei die ersten 4 Feuer wegen Anwesenheit einer hinreichenden Quantität Schwefel wenig Kosten erheischen. Wird mit dem 5ten Feuer kupferreicher Dünnstein zugeschlagen, so wirkt derselbe als Brennmaterial, hat vor diesem noch den Vorzug, dass er sich gleichmässiger als dieses in den Rost vertheilt, leicht entzündet, fortglimmt und durch die dadurch entwickelte Hitze auch auf die übrige schon todte Röstmasse wirkt. Es soll der Dünnstein zu seiner Abröstung keinen Brennmaterialaufwand erfordern, sondern sogar noch für den übrigen Rost daran sparen helfen. Bei den letzten Röstungen muss durch Verstärkung des Holzbettes und durch Einmengung von Kohlen etc. in den Rost die Hitze so weit gesteigert werden, dass ein Zusammenbacken des Röstgutes zu traubigen Massen stattfindet. Erfahrungsmässig geben die Steine aus früheren Röstfeuern beim Spuren leichter Eisensauen, als aus späteren Feuern. Dies rührt daher, dass sich in den ersten Röstfeuern bei Entschwefelung des Schwefeleisens, aus Mangel an Kohle und unterstützt durch hinreichenden Luftzutritt, vorzüglich viel Eisenoxyd bildet, welches im Schachtofen zur Reduction zu metallischem Eisen sehr geneigt ist; in den späteren Feuern dagegen wird ein grosser Theil des Eisenoxyds im Rösthaufen selbst durch die Kohle und bei dem unvollkommenen Luftzutritt in Eisenoxydul verwandelt, welches sich als eine kräftige Base leichter verschlackt, als reducirt.

Umgehung des Spurens.

Gegen HEINE's Ansichten, welcher die Nützlichkeit und Nothwendigkeit des Spurens bei unreinen, namentlich antimon-, blei- und arsenhaltigen Steinen nicht verkennt, hat

Bäntsch[1]) Einwürfe gemacht, die jedoch von ersterem zu widerlegen versucht sind.[2]) Ein zuweilen angewandtes Mittel, um aus unreinen Lechen ein gutes Kupfer zu erzeugen, besteht darin, dass man beim Rösten Brennmaterial, namentlich bei den Röstungen in den letzten Feuern reichlicher einmengt und das Röstverfahren hinsichtlich der Dimensionen der Rösten, ihrer Placirung und der Brennmaterialzutheilung so leitet, dass das Rösten möglichst langsam vor sich geht und die Anzahl der Feuer eher grösser, als minder ist. Dabei werden gebildete antimon-, arsen- und schwefelsaure Salze am vollständigsten zersetzt. Das Röstgut wird dann mit reinen geschwefelten Erzen auf Concentrationsstein verschmolzen, dieser wieder mit gleicher Sorgfalt, wie der Rohstein, abgeröstet und auf Schwarzkupfer durchgestochen. Beim Gaarmachen des Schwarzkupfers erfolgt dann ein Product, welches zwar reiner ist, als wenn man die unreinen Erze für sich verhüttet, aber doch auch diejenige Qualität nicht zu haben pflegt, welche bei Verarbeitung der reinen Erze für sich erfolgt. Localverhältnisse, Handelspreise des Kupfers etc. müssen entscheiden, ob es vortheilhafter ist, eine ausgezeichnete und eine schlechte

Das Rösten der Rohsteine geschieht: Röstmethoden

1) In bedachten Haufen (Rösthäusern), welchen man, sowie den Bruchstücken, je nach dem Schwefelgehalt verschiedene Grösse und Feuer gibt (Bd. I. S. 373). Der Schwefelgehalt ist nicht mehr so bedeutend, dass die Steine eine Röstung ganz im Freien vertragen können (Rösthaufen zu Schmöllnitz[1]) 18 Fuss breit, 70 Fuss lang und 1½ F. hoch mit 1100—2560, durchschn. 1700 Ctr. Inhalt, Verfahren auf den Oberharzer Hütten). Durch Einmengung von Brennmaterial, namentlich bei den späteren Feuern erhöht man die Rösttemperatur und befördert die Zerlegung gebildeter schwefel-, antimon- und arsensaurer Salze. Die einzelnen Steinstücke nimmt man etwa ½ Pfd. schwer.

2) In Stadeln, das am häufigsten angewandte Verfahren (Mansfeld, Freiberg, Schweden etc.). Die Form und die Dimensionen der Stadeln sind von wesentlichem Einflusse auf die Gleichmässigkeit der Röstung. Heine[2]) empfichlt Stadeln von 6 Fuss Länge, 6 Fuss Breite und 5 Fuss Höhe und für die zwei ersten Röstfeuer ein Haufwerk von 200 Ctr., für die späteren Feuer nur von 100 bis 120 Ctr. Nur mit Vortheil lassen sich in den beiden ersten Feuern die Rösten verstärken, wenn die Steine schwefelreich sind und die einzelnen, nicht zu sehr zerkleinten Stücke lose liegen und der Luft viele Angriffspunkte gestatten. Bei der ersten Röstung wendet man für den Rost eine Unterlage von Holz mit aufgestürztem Kohlenklein an, bei den folgenden beiden Feuern verstärkt man den Kohlenzusatz und vom 4ten Feuer an bringt man abwechselnde Lagen von Rost und Kohlen auf das Bett. Ein solcher Kohlenzusatz erzeugt die zum Austreiben des Schwefels erforderliche Hitze, namentlich in den obern Partien des Haufens und bewirkt eine Zerlegung der gebildeten antimon- und arsensauren Salze. Als wesentlich für das gute Gelingen des Prozesses hebt Heine folgende Erfahrungen hervor:

Man zerschlage den Stein oder Rost beim Wenden in

1) Oest. Ztg. 1859. S. 292.
2) Bgwfd. I, 51.

[redacted]



möglichst egale und nicht zu kleine Stücke und vermeide so viel als möglich die Entstehung von Kläre, halte alle Stübbetheile und allen staubförmig gewordenen Rost aus, vertheile den verschieden gebrannten Rost zweckmässig, halte den sich zeigenden Gaarrost aus, vertheile den beim Schwarzkupferschmelzen gefallenen Dünnstein in die Röste, versehe diese mit einer Decke und richte sich mit dem Kohlenverbrande stets so ein, dass die Röste zwar nicht schmilzt, doch aber scharf sintert. Mit einem Roste versehene überwölbte Stadeln (Boston) gestatten eine schnelle und regelmässige Röstung (Bd. I. S. 386).

3) Das Rösten der Kupfersteine in Schachtöfen ist hin und wieder versucht worden, gewöhnlich aber daran gescheitert, dass der Stein wegen seiner Leichtschmelzigkeit im Ofen zusammensinterte und deshalb schlecht röstete. Bredberg's [1]) Versuche gaben kein erwünschtes Resultat, welches jedoch auf schwedischen Hütten nach späteren Nachrichten [2]) erhalten sein soll. Behuf Benutzung der schwefligen Säure zur Schwefelsäurebereitung lassen sich kupferarme Steine in Kilns (S. 344) rösten, wenn man zur Vermeidung einer zu starken Abkühlung den Luftzutritt dabei möglichst beschränkt; bei reichen Steinen gewährt diese Röstung keine Vortheile.

4) Das Rösten von zerkleintem Kupferstein in Flammöfen, von Bredberg [3]) zur Ersparung mehrerer Röstfeuer in Röststätten empfohlen, wurde in Freiberg [4]) ausgeführt, erforderte jedoch mehr Kosten, als die gewöhnliche Röstung, und lieferte keinen so gut gerösteten Stein. Flammöfen werden meist nur angewandt, wo man behuf Entsilberung der Leche die Röstung möglichst in der Gewalt haben muss, z. B. beim Ziervogel'schen Prozess. Soll die dabei entwickelte schweflige Säure zur Darstellung von Schwefelsäure benutzt werden, so combinirt man zweckmässig Flammöfen mit Muffelöfen (Bd. I. S. 533, 535). Seltener bedient man sich sonst der Flammöfen [Hütten an

1) Erdm., J. f. ök. u. techn. Chem. XVI, 58.
2) Bgwfd. 1, 97.
3) Erdm., J. f. ök. u. techn. Chem. 1, 56.
4) Jahrb. f. d. sächs. Berg- u. Hüttenm. 1838. S. 48.

den Rhonemündungen [1])], und begünstigt dann die Verflüchtigung des Antimons wohl dadurch, dass man die Hitze abwechselnd steigert und vermindert. [2])

Da beim Kupferflammofenprozess beim Verschmelzen des Rohsteines auf Schwarzkupfer hauptsächlich der Schwefel als Reductionsmittel dient, so darf die Röstung nur bis zu einem gewissen Grade fortgesetzt werden, in Folge dessen Antimon und Arsen nur unvollständig zu entfernen sind; beim Schachtofenbetrieb dagegen, wo das Kohlenoxydgas als Reductionsmittel auftritt und der Schwefel möglichst vollständig entfernt werden muss, lassen sich auch Antimon und Arsen durch Vervielfachung der Röstfeuer, zweckmässige Grösse der Steinbruchstücke und Einmengung von Kohle zum grössten Theil beim Haufen- oder Stadelrösten verflüchtigen.

Als Producte vom Rösten erhält man: Röstprodu

1) Gerösteten Rohstein (Rohrost), aus Metalloxyden, Metallsalzen und mehr oder weniger unzerlegten Schwefelungen bestehend, je nachdem derselbe auf Concentrationsstein oder Schwarzkupfer verschmolzen werden soll. Gut gerösteter Rohstein hat ein bläulichschwarzes, mattes Ansehen, ist zusammengesintert, dabei mürbe und leicht zu zerkleinen. Zuweilen enthält derselbe in Folge einer Kernröstung (S. 342) nach der Mitte zu einen bedeutenden Schwefelkupfergehalt. [3])

2) Röstesohlen, wie solche vom Erzrösten (S. 346) behandelt.

3) Flüchtige Substanzen, von denen die schweflige Säure wohl zur Darstellung von Schwefelsäure benutzt wird.

§. 63. Concentriren, Spuren oder Doubliren des Rohrostes. Das Spuren (S. 368) bezweckt, wie das Rohschmelzen, die Verschlackung der fremden Oxyde, namentlich des Eisenoxyduls, die Reduction des Kupferoxydes und der schwefelsauren Salze zu Schwefelungen, welche mit den beim Rösten unzersetzt gebliebenen Schwefelungen einen neuen Stein bilden und das metallische Kupfer aufnehmen. Zweck

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 243.
2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 251.
3) Erdm., J. f. ök. Chem. XVI, 56. — Hausmann, Molekularbeweg. S. 160.

Antimon- und arsensaure Salze werden in ähnlicher Weise zerlegt, wie beim Erzschmelzen (S. 354). Sind sie in reichlicherer Menge vorhanden, so geben sie Veranlassung zu einer Speisebildung, deren Entstehung man wohl absichtlich herbeiführt (S. 370). Bei zu weit getriebener Röstung fällt auch schon ein unreines Schwarzkupfer (S. 354), auf dessen Entstehung ausserdem, wie beim Erzschmelzen, die Ofenconstruction, die Zusammensetzung der Beschickung etc. Einfluss haben. Wo eine Bildung desselben unter allen Umständen zu vermeiden ist, wenn z. B. die Rohsteine behuf ihrer Entsilberung concentrirt werden müssen (Mansfeld, Freiberg), zieht man den Flammofenbetrieb dem Schachtofenschmelzen vor (S. 362).

chickung. Da das Röstgut reich an Oxyden ist, so bedarf es saurer Zuschläge, welche meist in Gestalt von kieselerdereichen Erzschlacken oder, in Ermangelung solcher, von Thon, Thonschiefer etc. gegeben werden. Man macht die Beschikkung meist basischer, als beim Erzschmelzen, um die Verschlackung von Kupfer durch vorwaltende Kieselsäure möglichst zu vermeiden. Auch schützt ein Ueberschuss des Eisenoxyduls das Kupfer vor der Verschlackung. Zwar er-

unrein, welches meist mit den später fallenden reineren Kupfersorten zusammen gaar gemacht (Oberharzer Kiesarbeit, Unterharz) oder zuvor entsilbert wird (Oberharzer Krätzkupferarbeit).

2) Spurstein, Kupferstein, Concentrationsstein, Mittelstein, Doublirstein, Doppellech, Anreichlech, Reichlech (Bd. I. S. 750) wird, je nach seiner Verunreinigung, entweder geröstet und nochmals concentrirt, wobei dann aber ein grösserer Schwarzkupferfall eintritt (Oberharz), oder geröstet auf Schwarzkupfer verschmolzen (Unterharz, Schmöllnitz), oder zur Entsilberung abgegeben (früher in Mansfeld und Freiberg). Zuweilen hat sich in den Lechen haarförmiges Kupfer ausgeschieden (Bd. I. S. 708).

3) Speise wird wie solche vom Rohschmelzen weiter behandelt (Schmöllnitz).

4) Eisensauen, wie beim Rohschmelzen; werden z. B. zu Szaszka mit Schwefelkies geröstet und auf Klosslech verschmolzen.

5) Schlacken (Bd. I. S. 855), basischer und reicher an eingemengten Steintheilchen, als Erzschlacken; werden bei den Schmelzarbeiten wieder zugeschlagen.

6) Ofenbrüche, Geschur, Gekrätz und Flugstaub, wie beim Erzschmelzen.

§. 64. Gaarrösten des Roh- oder Concentrationssteines. Dasselbe bezweckt die möglichst vollständige Verflüchtigung des Schwefels, Antimons und Arsens und die Oxydation des Kupfers und der fremden Metalle. Letztere sollen beim demnächstigen reducirenden und solvirenden Schmelzen zum grossen Theil verschlackt werden, während das oxydirte Kupfer nebst einem Theil der fremden Oxyde — was nicht zu verhüten ist — sich reducirt und Schwarzkupfer bildet. Da man die Röstung niemals vollständig in der Gewalt hat, so bleibt ein geringer Theil der Schwefelungen unzersetzt und es bilden sich solche auch durch Reduction vorhandener schwefelsaurer Salze, wodurch neben Schwarzkupfer auch eine verhältnissmässig geringe Menge Stein (Dünnstein, Oberlech, Dünnlech) gebildet wird. Da die Unreinigkeiten meist ins Schwarzkupfer gehen, so fällt Zweck.

dieser Stein sehr rein aus und gibt, für sich verarbeitet, ein ausgezeichnetes Kupfer (Dünnsteinkupfer).

Diese Steinbildung wirkt auch einer zu bedeutenden Kupferverschlackung entgegen, indem sich der Schwefeleisengehalt mit dem verschlackten Kupfer zu Schwefelkupfer und Eisensilicat umsetzt (S. 356). Während man reine Geschicke möglichst vollständig abzurösten sucht, kann es bei antimon- und arsenhaltigen in Frage kommen, ob man nicht weniger scharf röstet und neben unreinerem Schwarzkupfer eine grössere Menge reineren Dünnsteins erzeugt und diesen separirt auf eine reinere Kupfersorte verarbeitet.

Röstverfahren.

Das Rösten selbst geschieht ähnlich, wie das des Rohsteines, meist in bedachten Haufen oder in Stadeln, nur bei einer vermehrten Anzahl Feuer (8—16) und indem man wegen des immer mehr und mehr abnehmenden Schwefelgehaltes mit der Brennmaterialzutheilung im Roste steigt, wodurch auch die Verflüchtigung des Antimons und Arsens begünstigt wird.

Röstproducte.

Ausser denselben Producten, wie bei den früheren Steinröstungen, erfolgt hauptsächlich Gaarrost in traubigen, aufgelockerten, porösen Massen mit dunkler matter Farbe, welcher durch Einwirkung von oxydirtem auf geschwefeltes Kupfer häufig metallisches Kupfer oder Kupferoxydul enthält (S. 356). Man laugt denselben vor dem Verschmelzen zuweilen mit Wasser oder verdünnter Schwefelsäure behuf Gewinnung von Kupfervitriol aus.

Chemische Reactionen.

§. 65. Das Schwarz- oder Rohkupferschmelzen, Rostdurchstechen oder Schwarzmachen. Wird der mit der hinreichenden Menge kieselerdehaltiger Substanzen versehene Rohrost einem reducirenden Schmelzen bei passender Temperatur ausgesetzt, so reducirt sich in den oberen Ofentheilen das Kupferoxyd durch Kohlenoxydgas, weiter unten auch durch Reaction des noch oxydirten Kupfers auf geschwefelte Bestandtheile allmälig zu metallischem Kupfer, das Eisenoxyd zu Eisenoxydul und die geringe Menge schwefelsaurer Salze zu Schwefelungen. Die zugeschlagenen kieselerdehaltigen Substanzen bemächtigen sich in der Schmelzzone des Eisenoxyduls, und die gebildete neue Schlacke

schmilzt mit dem metallischen Kupfer und den Schwefelungen in den Herd, wo sich nach ihrem spec. Gewicht Schwarzkupfer, Dünnstein und Schlacke separiren. Da man die reducirende Wirkung nicht völlig in der Gewalt hat, so reducirt sich auch ein Theil der fremden Oxyde, und die frei gewordenen Metalle gehen theils ins Kupfer, theils scheiden sie sich auf der Sohle des Ofens, namentlich das Eisen als Eisensauen, aus. Ein Theil Kupferoxydul entzieht sich der Reduction und geht in die Schlacke, wird aber aus derselben theils durch das niederschmelzende gekohlte metallische Eisen (S. 348), theils in Berührung mit dem Schwefeleisen des Dünnsteins (S. 356) wieder ausgeschieden. Einer Kupferverschlackung sucht man dadurch entgegenzuwirken, dass man den Zusatz der kieseligen Zuschläge (meist Erzschlacken, seltener Quarz) meist so normirt, dass basische, höchstens Singulosilicatschlacken entstehen, wo dann das Kupfer durch Eisenoxydul vor Verschlackung geschützt wird. Die Herstellung einer solchen basischen Schlacke führt aber stets Uebelstände herbei; sie zerstört den Schmelzraum rasch und verkürzt dadurch die Ofencampagnen, erstarrt leicht und schliesst Kupfer- und Steintheilchen in grösserer Menge ein, so dass sie immer bei früheren Schmelzungen wieder mit consumirt werden muss. Gewöhnlich setzt man beim Schwarzkupferschmelzen reine kupferreichere Schlacken, z. B. Gaarschlacken, auch wohl oxydische oder gesäuerte Erze (Boston) und Gekrätze zu, um deren Kupfergehalt zu gewinnen und von ihrem Erdengehalt bei der Schlackenbildung Nutzen zu ziehen. Schlägt man dieselben in zu reichlicher Menge hinzu, so entstehen kupferoxydulreiche Schlacken, wenn nicht eine hinreichende Menge von Schwefel mehr im Gaarrost ist. Durch theilweise Ableitung der Gichtgase unterhalb der Gicht lässt sich deren reducirender Einfluss auf die Reduction des Eisenoxydes beschränken (Atvidaberg). Beschickung.

Von wesentlichem Einflusse auf den Erfolg des Schmelzens ist: Haupterfordernisse zum guten Schmelzgang.

1) Die Zusammensetzung der Beschickung. Bei zu saurer Schlacke wird viel Kupferoxydul verschlackt, bei zu basischer Schlacke nimmt die Eisensauenbildung zu, das

Gestell wird rascher zerstört und bei unreinem Ofengang findet die Separation der Schmelzproducte unvollständig statt.

2) Die Ofenconstruction. Brillenöfen (S. 360) gewähren vor den Sumpföfen (S. 360) die Vorzüge einer grösseren Production, indem bei der höhern Temperatur und dem continuirlichen Ausfliessen der geschmolzenen Massen das Schmelzen rasch geht; auch befördern die Brillenöfen aus angegebenen Gründen die Schwarzkupferbildung, während der Sumpfofen reinere Schlacken liefert, aber zuweilen den Uebelstand zeigt, dass das Schwarzkupfer im Stiche erstarrt und das Abstechen verhindert, wenn das Schmelzen nicht rasch geht oder eine zu geringe Steinmenge das darunter befindliche Kupfer nicht hitzig zu erhalten vermag.

Bilden sich Eisensauen in grösserer Menge, so sind Brillenöfen nicht anzuwenden. Ihrer Entstehung wird am besten durch ein rasches Schmelzen in niedrigen Oefen entgegengewirkt. Nur selten wird durch eine besondere Ofenconstruction die reducirende Wirkung befördert und auf die Bildung eines kupferhaltigen Roheisens (Perm) hingearbeitet (Bd. I. S. 443, 456). Zuweilen findet das Erz- und Schwarzkupferschmelzen abwechselnd in ein und demselben Brillenofen statt (Kupferberg).

Eigentliche Tiegelöfen (S. 360), welche zwar wegen guter Ausnutzung der Wärme ein rasches Schmelzen gestatten, aber ein Ausräumen grösserer Eisensauen nicht zulassen, sind kaum in Anwendung, jedoch hat man auf die Bd. I. S. 436 angegebene Weise zu Atvidaberg und Fahlun eine tiegelofenähnliche Zustellung geschaffen.

Wegen der Verbrennlichkeit des Kupfers kann das Schwarzmachen im Schachtofen mit geringerem Metallverlust geschehen, als in Flammöfen, allein man erzielt in letzteren, da man fast ganz ohne Schlackenzusatz schmelzen kann, ein bedeutenderes Durchsetzquantum, sowie ein reicheres Schwarzkupfer neben wenig Stein. Durch Einmengen von Brennmaterial und Bedecken der Oberfläche des Schmelzgutes mit demselben lässt sich das Verbrennen des Kupfers sehr vermindern. So werden zur Zeit zu Schmöllnitz[1])

1) Oest. Ztschr. 1859. S. 277, 299.

die entsilberten Fahlrohkupfer-Rückstände mit Lechen in Gebläse- und Zugflammöfen auf Rohkupfer verschmolzen, statt früher in Schachtöfen.

3) Die Beschaffenheit des Brennmaterials. Wie bereits S. 364 angeführt worden, geben Holzkohlen ein zäheres Schwarzkupfer, als Koks. Soll das Schwarzkupfer auf nassem Wege, z. B. durch Schwefelsäure, entsilbert werden, so kommt dies nicht in Betracht und Koks sind vorzuziehen. Anthracit veranlasst ein sehr rasches Schmelzen (Boston).

Beim Schwarzmachen fallen nachstehende Producte: Producte.

1) Schwarzkupfer, Rohkupfer, Gelfkupfer (Ungarn, Bd. I. S. 735) wird entweder gleich gaar gemacht (Oberharzer Kies- und Unterharzer Kupferrostschwarzkupfer), oder zuvor entsilbert (Oberharzer Krätzschwarzkupfer durch Blei, Unterharzer Rohrostschwarzkupfer[1]) mittelst verdünnter Schwefelsäure).

2) Dünnstein, Oberlech, Armstein (Bd. I. S. 750) wird entweder gemeinschaftlich mit dem Roh- oder Concentrationsstein verröstet, oder für sich auf Schwarzkupfer verarbeitet, oder geröstet und durch Auslaugen mit Wasser auf Vitriole benutzt, oder im todtgerösteten Zustande in kleinen Partien beim Gaarmachen des Schwarzkupfers zugesetzt (Müsen etc.). Erfahrungsmässig ist das aus den Erzen unmittelbar erhaltene Kupfer fast unbrauchbar, das Kupfer vom Verschmelzen des Rohsteines von mittelmässiger Güte, das Kupfer vom Durchstechen des Concentrationssteines von guter Beschaffenheit und das Dünnsteinkupfer von ausgezeichneter Qualität, weil dasselbe am meisten durchs Feuer gegangen ist.

3) Eisensauen werden auf die Bd. I. S. 802 angegebene Weise weiter behandelt. Je kupferreicher, um so leichtschmelziger sind sie.

4) Schwarzkupferschlacken (Bd. I. S. 862) gehen ins Schmelzen zurück und werden nur selten theilweise abgesetzt (Röraas). Um eingeschlossene Kupferkügelchen zu erkennen, reibt man zwei Bruchflächen aneinander.

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 165.

5) Ofenbrüche, Geschur, Gekrätz und Flugstaub werden theilweise und wohl im aufbereiteten Zustande bei früheren Schmelzarbeiten wieder zugeschlagen.

Zweck. §. 66. Gaarmachen des Schwarzkupfers. Da die geringste Menge fremder Beimengungen der Ductilität des Kupfers schadet oder dasselbe porös macht, so bedarf das Schwarzkupfer, welches bei einem Kupfergehalt von gewöhnlich 70—98 % mit Eisen, Blei, Zink, Nickel, Kobalt, Antimon, Arsen, Wolfram, Molybdän, Wismuth, Schwefel etc. verunreinigt sein kann, eines sorgfältigen Reinigungsprozesses. Dieser besteht zunächst in einem kräftigen oxydirenden Schmelzen, wobei die zum Sauerstoff verwandten fremden Bestandtheile theils durch Verflüchtigung, theils durch Verschlackung vom Kupfer getrennt werden, während zum Sauerstoff weniger verwandte Körper, wie Gold und Silber, mit dem Kupfer vereinigt bleiben. Selten und dann nur bei sehr reinen Schwarzkupfern wird durch diesen Prozess (Gaarmachen, Rohgaarmachen) das Kupfer im völlig geschmeidigen (hammergaaren) Zustande erhalten, sondern gewöhnlich als ein noch brüchiges, mehr oder weniger mit Kupferoxydul verunreinigtes Product (Gaarkupfer, Rosettenkupfer), welches zur Ueberführung in den geschmeidigen Zustand noch eines raschen reducirenden Schmelzens (Hammergaarmachen) bedarf. Der letztere Prozess wird nicht immer auf den Hüttenwerken ausgeführt, sondern das Kupfer meist als Gaarkupfer verkauft und erst in den dasselbe verarbeitenden Fabriken hammergaar gemacht (Okerhütte).

Modificationen. Die bei einer derartigen Reinigung des Kupfers vorkommenden Modificationen können folgende sein:

1) Gaarmachen des Schwarzkupfers,

a) im kleinen Herd (Bd. I. S. 395) mit verkohltem Brennmaterial. Dieser Prozess, ein steter Kampf zwischen Oxydation und Reduction verbunden mit einem bedeutenden Brennmaterialverbrauche, kommt wegen seiner Einfachheit und weil er sich zu jeder Zeit leicht unterbrechen lässt, meist nur bei geringeren Productionen und bei besseren, hauptsächlich nur durch Eisen verunreinigten Schwarzkupfern

in Anwendung. Andere durch den Oxydationsprozess abgeschiedene Substanzen, wie Antimon, Arsen, Blei etc. würden sich bei der nicht auszuschliessenden Berührung mit Kohle theilweise immer wieder reduciren und ins Kupfer gehen, wodurch der Gaarungsprozess in die Länge gezogen oder kaum ausführbar wird.

b) Im grossen Gaarherd, Gebläseflammofen oder Spleissofen (Bd. I. S. 528). Ein solcher gestattet, da das Brennmaterial nicht direct mit dem Schwarzkupfer in Berührung kommt, auch die Reinigung unreinerer Kupfer in grösseren Quantitäten und mit rohem Brennmaterial, wobei aber kupferreichere Schlacken, als im kleinen Herde erfolgen, weil in letzterem das verschlackte Kupfer in Berührung mit dem Brennmaterial theilweise wieder reducirt werden kann. Durch Zugutemachen der Schlacken wird das Kupfer grossentheils wieder gewonnen und kann auch beim Gaarprozess im grossen Herd selbst durch Zuschlag kiesiger Erze ausgeschieden werden (Perm).

Sehr unreine Schwarzkupfer werden wohl in zwei Touren gaar gemacht; man nennt dann die erste oxydirende Schmelzung, seltener im kleinen Herd, als im Spleissofen ausgeführt, Verblasen und die zweite Gaarmachen. Wollte man solch unreines Kupfer in einer Tour gaar machen, so würde bei der langen Dauer des Prozesses der Spleissofen zu sehr leiden und mehr Kupfer verschlackt werden.

c) Auf einem beweglichen Test bei Gasfeuerung im Flammofen (Kongsberg). Der Test ist aus Schlakkenpulver geschlagen, lässt sich mittelst einer besondern Vorrichtung, wie beim Feinbrennherd[1]) senken, und sein Inhalt dabei in Formen entleeren. Diese Einrichtung gestattet bei Brennmaterialersparung rasche und wirksame Arbeit, weil das Brennmaterial nicht mit dem Kupfer in Berührung ist. Das in diesen Apparaten erfolgende Kupfer ist kupferoxydulhaltig und als Gaar- oder Rosettenkupfer schon Handelswaare, oder dasselbe wird — welchen Prozess man aber, wie bemerkt, häufig erst bei der weiteren mecha-

1) B. u. h. Ztg. 1855. S. 106.

nischen Verarbeitung des Kupfers vornimmt — noch hammergaar gemacht.

2) Hammergaarmachen, und zwar

a) des Gaarkupfers im kleinen Herd, das gewöhnlichste Verfahren auf deutschen Hütten.

b) Des Schwarzkupfers im kleinen Herd, wobei dasselbe in demselben Herd erst gegaart und dann durch Polen hammergaar gemacht wird, ein wegen seiner Kostspieligkeit und der Verluste selten angewandter Prozess.

c) Des Schwarzkupfers im Zugflammofen, wobei dasselbe ebenfalls erst kupferoxydulhaltig oder rohgaar, dann durch Polen hammergaar gemacht wird. Dieser Prozess (das Raffiniren), ein Theil der englischen Kupfergewinnungsmethode, wird auch zuweilen auf deutschen Hütten (Mansfeld, Freiberg, Stadtbergen etc.) bei im Schachtofen dargestelltem Schwarzkupfer angewandt, gewährt dann bei grossen Productionen ökonomische Vortheile hinsichtlich des Brennmaterialverbrauchs, der Arbeitslöhne und des Zeitaufwandes vor der Herdarbeit und liefert bei etwas geringerem Kupferausbringen ein besseres Product. Die Selbstkosten können indessen bei beiden Prozessen wohl gleich sein, indem beim Raffiniren die theure Ofenanlage und das Minderausbringen gegen den geringeren Kohlenverbrauch in Betracht kommen (Mansfeld). Da das reine raffinirte Kupfer beim Umschmelzen — behuf seiner weiteren Verarbeitung — in Berührung mit Kohle seine Eigenschaften verändern kann, so ziehen doch manche Kupferarbeiter trotz dessen ausgezeichneter Qualität Rosettenkupfer vor, welches beim Einschmelzen auf gewohnte Weise von denselben gleich hammergaar gemacht wird.

Gebläseflammöfen (Spleissöfen) eignen sich weniger als Zugflammöfen zum Raffiniren, weil sie die Regelung des Luftzutrittes und der beim Polen erforderlichen Temperatur, sowie ein rasches Ausschöpfen des Kupfers nicht gestatten, welches zur Erhaltung seines hammergaaren Zustandes erforderlich ist. Vom Raffiniren im Flammofen soll demnächst beim englischen Kupferhüttenprozess ausführlicher die Rede sein.

§. 67. Gaarmachen des Schwarzkupfers im kleinen Herd. Der Schmelzherd (Bd. I. S. 395) ist aus schwerem Gestübbe (7—8 Volum. Thon und 1 Thl. Kohlengestübbe) geschlagen, welchem man Sand zumengt, um den Herd porös zu machen, ein Springen desselben zu verhüten und den Abzug der Feuchtigkeit zu erleichtern. Je nach dem aufzunehmenden Kupferquantum, gewöhnlich 3—8 Ctr. (in Schweden 18—30 Ctr.), gibt man der aus der Gestübbemasse ausgestochenen und mit dünner Gestübbebrühe glatt geriebenen Herdgrube verschiedene Dimensionen, etwa 8 bis 12 Zoll Tiefe und 18—24 Zoll Durchmesser, und macht dieselbe entweder halbkugelförmig oder gibt ihr vorn flache Böschung und lässt sie hinten fast saiger abfallen (Avista). Die Form ragt $1\frac{1}{2}$—2 Zoll mit 8—20° Stechen und mehr (je nach der Unreinheit des Kupfers und der Oxydirbarkeit der Beimengungen) in den Herd hinein, und der Windstrom trifft etwa das vorderste Drittel des Herddurchmessers. Die Brandmauer unter der kupfernen Form wird durch Gestübbe geschützt und Brandmauer sowohl, als Form, mit Gestübbeschmiere bestrichen, damit sich kein Kupfer daransetzt und eine gebildete Nase sich leichter entfernen lässt. Schmelzherd

Der nicht abgewärmte, zuweilen durch Aufleiten von Gebläseluft lufttrocken gemachte Herd wird gewöhnlich mit zwei Seitenblechen versehen, bis etwa 6—8 Zoll über den Rand mit todten Kohlen gefüllt und dann glühende Kohlen vor die Form geworfen. Auf erstere werden in 6—8 Zoll Entfernung von der Brandmauer in der Weise Schwarzkupferstücke aufgeschichtet, dass die grössten zu unterst auf die Kohlen kommen, die stärkeren Ränder der Form zugekehrt sind und die glatte Seite der Stücke nach unten liegt, damit sie sich leichter verschieben lassen. Auch legt man wohl an beide Seiten ein Kupferstück und auf diese Träger das übrige Kupfer (Atvidaberg). Kommen kleine Stücke der Form zu nahe, so fallen sie demnächst leicht ins geschmolzene Metallbad und kühlen dasselbe. Schmelzverfahren.

Nachdem der Raum zwischen Kupfer und Brandmauer noch mit kleinen Kohlen ausgefüllt ist, lässt man das Gebläse an und schiebt das Schwarzkupfer, sobald es vorn abschmilzt, mit der Vorsicht nach, dass immer die Ränder,

nicht die Flächen der Form zugekehrt bleiben, weil sonst das Schmelzen unregelmässig wird. Ferner vermeidet man ein Hohlblasen durch öfteres Niederstockeln der Kohlen vor der Form und Ersetzung der verbrannten durch frische, welche klar sein können, da sie von dem davor liegenden Kupfer vor dem Wegschleudern geschützt sind. Man gibt nicht zu viel Kohlen auf einmal auf und auch nicht zu oft, um Abkühlungen möglichst zu vermeiden. Durch Herstellung von Canälen mittelst einer Stange in den Kohlen sucht man die Flamme nach dem Schwarzkupfer hinzuleiten, wobei die Hitze vollständiger ausgenutzt wird, als wenn die Flamme gerade aufsteigt. Koks kommen sehr selten zur Anwendung (Müsen). Je unreiner das Kupfer, um so langsamer schmilzt man ein, damit die niederfallenden Tropfen längere Zeit dem Windstrome ausgesetzt bleiben, dabei fremde Substanzen sich oxydiren und dadurch das Gaaren befördert wird. Hierbei wird ein Theil Zink, Antimon, Arsen und Blei verflüchtigt und gibt Veranlassung zur Bildung von mehr oder weniger geflossenen Ansätzen an der Brandmauer oberhalb der Form (Unterharz). Unreineres Schwarzkupfer schmilzt meist rascher ein, als reineres, desgleichen auch unebene Stücke schneller, als glatte.

Da von dem ursprünglichen Einsatz der Herd nicht voll wird, so muss derselbe vollgeschmolzen werden, weil sonst der Wind das Metallbad nicht gehörig trifft und das Gaaren verzögert wird. Dies geschieht je nach dem Flüssigkeitsgrad der Schlacke entweder auf die Weise (Unterharz, Oberharz), dass man unter öfterem Aufgeben von Kohle so oft Kupferstücke nachsetzt, bis dieser Zeitpunct eingetreten. Während dessen fliesst eine bleihaltige Schlacke von selbst auf der Trifft ab, wenn man letztere öfters reinigt und an ihrer Mündung in den Herd unter den Kohlen hindurch aufräumt. Ist die Schlacke strengflüssig, z. B. mehr eisen- als bleihaltig, so räumt man (Mansfeld) nach dem Einschmelzen des ersten Aufsatzes die Kohlen zur Seite, reinigt Form und Rand des Herdes von anhaftender Schlacke, zieht letztere, nachdem sie wohl mit Wasser übersprengt und Quarz zugesetzt worden (Atvidaberg), höchst vorsichtig vom Metallbad ab, stösst die Nase vom Formrüssel

ab und lässt sie ins geschmolzene Metall fallen. Dann gibt man glühende und todte Kohlen auf, lässt das Gebläse wieder an und setzt zum Vollschmelzen des Herdes die obersten 3—4 Scheiben vom letzten Gaarmachen zu, wodurch Kohlen und Hitze zusammengehalten werden. Durch dieses Abschlacken, welches während des Einschmelzens noch 1 bis 2mal geschieht, soll die Reduction von oxydirten Bestandtheilen des Gaarkrätzes möglichst verringert und dem Winde eine metallische Oberfläche wieder dargeboten werden. Beim Abschlacken geben Farbe, Glanz und mehr oder weniger starkes Wallen des Metallbades Kenntniss von der Beschaffenheit des Kupfers. Bei einem trüben, matten Ansehen der Oberfläche fehlt es z. B. an Hitze und man muss schnell Kohlen wieder aufgeben und das Blasen fortsetzen; dagegen lässt man das Bad vor dem Zufügen von Kohle etwas kühlen, wenn man Kochen, Funkensprühen und eine helle, grüne Oberfläche bemerkt. Dann hält man das Metallbad bis zum Eintritt der Gaare mit Kohlen bedeckt, durch welche der Wind auf dasselbe hindurchwirkt. In Kongsberg und Müsen sucht man durch Zuschlag von geröstetem Spurstein den Prozess zu beschleunigen.

Die bis zum Eintritt der Gaare stattfindenden chemischen Vorgänge sind nachstehende: beim Einschmelzen wird ein Theil der Unreinigkeiten, namentlich die leicht oxydabeln, oxydirt und entweder verflüchtigt (Antimon, Schwefel, Arsen, Blei, Zink) oder verschlackt (hauptsächlich Zink, Blei, Eisen). Je nach der Beschaffenheit des Schwarzkupfers besteht die Schlacke (Gaarschlacke, Gaarkrätze) entweder aus einer geschmolzenen Masse, wenn aus dem Herdmaterial Silicate aufgenommen werden oder Bleioxyd in grösserer Menge vorhanden ist, oder sie wird durch ein Gemenge von halbgeschmolzenen Oxyden (besonders Eisen-, Nickel- und Kobaltoxyd) gebildet. Je nach dieser verschiedenen Beschaffenheit fliesst sie entweder von selbst ab oder muss abgezogen werden. Trifft nun der Windstrom die entblösste Kupferoberfläche, so bildet sich, — neben der Oxydation einer geringen Menge anderer Metalle, trotzdem dieselben mehr Verwandtschaft zum Sauerstoff haben, als das Kupfer, — doch in Folge der Massenwirkung Kupferoxydul **Reaction**

im Ueberschuss.[1]) Dieses hat die Eigenschaft, sich von der Oberfläche hinab bis zum Boden mit dem flüssigen Kupfer zu mengen und an die leichter oxydirbaren Stoffe Sauerstoff abzugeben, worauf dieselben, specifisch leichter geworden, auf die Oberfläche treten und von hier als Schlacke entfernt werden. Am leichtesten beseitigt man auf diese Weise Eisen und Blei. Kobalt und Nickel[2]) unterscheiden sich hinsichtlich ihrer Oxydirbarkeit wenig vom Kupfer und lassen sich nur bei Vorhandensein eines bedeutenden Ueberschusses von Kupferoxydul hinreichend entfernen. Ein solcher führt aber zu einer grossen Kupferverschlackung und gibt ein kupferoxydulreiches, übergaares Kupfer, dessen oberste Scheiben aus dem Herde nicht selten so reich an Nickel sind, dass sie — weil dieses der Qualität des Kupfers schadet und als werthvolles Metall verloren gehen würde — auf Nickel und Kupfer weiter benutzt werden (Mansfeld). Zuweilen enthalten die obersten Kupferscheiben Krystalle von Nickeloxyd (Bd. I. S. 705). Nickelreiche Gaarschlacken sind strengflüssig und geben eine lockere, oft sandige, nur wenig gesinterte Masse. Antimon und Arsen haben grosse Verwandtschaft zum Kupfer und lassen sich, ersteres schwieriger als letzteres, kaum vollständig davon trennen, selbst nicht bei einem sehr bedeutenden Ueberschuss von Kupferoxydul. Namentlich zu Anfang des Gaarmachens bewirken sie unangenehme Störungen. Es bleibt nämlich das Kupfer, ähnlich wie antimonhaltiges Blei beim Abtreiben, auf der Oberfläche unter fortwährender Entlassung von Dämpfen blank und es tritt erst eine Schlackenbildung ein, nachdem das Rauchen aufgehört hat, indem die im Kupfer enthaltenen Unreinigkeiten durch die sich verflüchtigenden Metalle gegen die Oxydation geschützt werden. Beginnt dann nach der Verflüchtigung von Antimon und Arsen die Schlackenbildung, so wird das ganze Metallbad von einer griesigen, starren Kruste überzogen, welche die weitere Oxydation erschwert und den

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 442.

2) Lampad., Fortschr. 1839. S. 139. — Bgwfd. X, 331. — Oesterr. Ztschr. 1861. S. 138.

Gaarungsprozess in die Länge zieht. Man muss deshalb Antimon und Arsen schon bei den vorhergehenden Röst- und Schmelzprozessen zu entfernen suchen, zumal sie in den geringsten Mengen vorhanden der Ductilität des Kupfers schaden.

Ist im Schwarzkupfer neben Antimon Nickel vorhanden, so bildet sich eine chemische Verbindung von ($\dot{C}u$, $\dot{N}i$) $\bar{S}b$, sogenannter Kupferglimmer (Bd. I. S. 706), welcher, ähnlich wie das Kupferoxydul im übergaaren Kupfer, sich mit dem Gaarkupfer vollständig mengt und dessen Qualität beeinträchtigt (Oberharz, Unterharz).

Man kann zuweilen im Kupfererz keinen Nickelgehalt nachweisen; in den geringsten Mengen vorhanden, concentrirt sich das Nickel im Stein und Schwarzkupfer, wenn dasselbe nicht in einer Speise grossentheils ausgeschieden wird, und stellt sich dann beim Gaarmachen des Schwarzkupfers zum Theil als Kupferglimmer dar, zum Theil geht es in den Gaarkrätz und in die obersten Kupferscheiben, aus welchen beiden letzteren Producten man Nickel und Kupfer durch besondere Prozesse ausscheiden kann (Mansfeld, Freiberg).

Ein eigenthümliches und wichtiges Verhalten zeigt im Schwarzkupfer befindlicher Schwefel. Schon beim Einschmelzen des Kupfers wird derselbe theilweise als schweflige Säure verflüchtigt, theilweise während des Gaarens, dagegen bleibt ein anderer Theil bei seiner grossen Verwandtschaft zum Kupfer hartnäckig mit demselben verbunden, selbst bei einem Gehalt desselben an Kupferoxydul. Kühlt man dann das Kupfer bis zu einem gewissen Grade ab, so geben Schwefelkupfer und Kupferoxydul, wenn sie in einem gewissen Verhältniss vorhanden sind, durch Wechselwirkung schweflige Säure, welche rapide entweicht und Kupfer in Gestalt mehr oder weniger feiner Kügelchen (Streukupfer, Sprühkupfer, Bd. I. S. 710) mit in die Höhe reisst (Kupfersprühen, Kupferregnen). Diese Erscheinung tritt beim Gaarmachen reiner Schwarzkupfer am stärksten hervor, wenn sie gerade gaar geworden sind, d. h. nur eine geringe Menge von Kupferoxydul enthalten, und es empfiehlt

Sprühen und Steigen des Kupfers.

sich alsdann die Anlage von Flugstaubkammern über dem Gaarherd (Mansfeld, Oberharzer Kieskupfer); bei unreineren Schwarzkupfern, welche zur Entfernung der fremden Beimengungen übergaar, also stark kupferoxydulhaltig gemacht werden müssen, zeigt sich das Sprühen nur im verminderten Grade oder gar nicht (Unterharz, Oberharzer Krätzkupfer). Nach KARSTEN sprühen die Kupfer noch bei 0,7—0,8 % Kupferoxydul, aber nicht mehr bei 1,25 %. Es scheint die Entwicklung der schwefligen Säure entweder dadurch veranlasst zu werden, dass Schwefelkupfer und Kupferoxydul nur bei einem gewissen Verhältniss und einer bestimmten niedrigen Temperatur auf einander einwirken ($\dot{\text{G}}\text{u} + 2\,\dot{\text{G}}\text{u} = \ddot{\text{S}} + 4\,\text{Cu}$), oder dass eine derartige Reaction auch in höherer Temperatur stattfindet, aber die gebildete schweflige Säure von dem kupferoxydulhaltigen Kupfer absorbirt oder chemisch gebunden gehalten wird, in niedrigerer Temperatur aber entweicht, ähnlich wie aus geschmolzenem Silber (Bd. I. S. 713) und geschmolzener Glätte (Bd. I. S. 775) absorbirter Sauerstoff. Ein Theil der schwefligen Säure scheint in dem kupferoxydulhaltigen, übergaaren Kupfer gebunden zu bleiben und das Kupfer undicht, porös zu machen. Wie später beim Hammergaarmachen und Raffiniren gezeigt werden wird, ist dieses Verhalten wahrscheinlich nur der alleinige Grund vom Steigen des raffinirten Kupfers in den Formen.

Die Explosionen, welche beim Granuliren des Kupfers stattfinden, haben ausser in der Entwicklung von Wasserdampf wohl ihren Grund in der plötzlichen Entwicklung der vom Kupfer absorbirten schwefligen Säure, welche die im Wasser entstandene feste Hülle der Granalien zerbricht. Letztere zeigen sich vielfach zerrissen und bilden dünne Schaalen.

Ursache des Sprühens u. Steigens.

BÖTTGER[1]) hat zuerst die Ursache des Sprühens und Steigens des Kupfers in Folge einer Entwicklung von schwefliger Säure als die richtige erkannt; weniger oder gar nichts haben andere Ansichten hierüber für sich. Nach

1) Bgwfd. XIV, 701.

BER[1]), MARCHAND, BERZELIUS, STÖLZEL[2]) u. A. ist rstoff die Ursache des Sprühens, indem das flüssige r, ähnlich wie Silber (I. 713), bei hoher Temperatur stoff aufnimmt und denselben bei der Abkühlung wieihren lässt. Nach KARSTEN soll eine Kohlenoxydtwicklung durch Einwirkung des Kupferoxyduls auf nkupfer stattfinden, was aber unwahrscheinlich ist, da asentwicklung beim Raffiniren im Flammofen schon em Polen beginnt, wenn noch gar keine Kohle mit Kupfer in Berührung gekommen ist. Nach den neueUntersuchungen von RUSSELL und MATTHIESSEN[3]) kann einem Schwefelgehalt die Kohle insofern das Steigen prühen veranlassen, dass sie mechanisch auf die Oberdes Kupfers gelangt, durch die von der sich abkühl Oberfläche ausgehenden fortwährenden Ströme nach geführt wird und in Berührung mit Kupferoxydul noxydgas gibt. Gegen die Annahme, dass allein eine ige Temperatur beim Auskellen des Kupfers eigen verhüten soll, spricht die Erfahrung, dass reines ergaares, schwefelfreies Kupfer, ohne zu steigen, sich der Temperatur in Formen giessen lässt, so lange es aupt hinreichend flüssig ist. Steigt ein und dasselbe r, bei niedriger Temperatur ausgegossen, nicht, wohl wenn dieses in höherer Temperatur geschieht, so kann uf die Weise stattfinden, dass sich auf dem hitzigen r Oxydul bildet, dieses mit dem übrigen Kupfer sich idet und dabei vorhandenen Schwefel oxydirt, so dass der Schwefel die Ursache des Steigens bleibt. Die oder weniger langsame Abkühlung des Kupfers in den en hat einen Einfluss auf dessen Aggregatzustand und Dehnbarkeit. Wollte man das Steigen einer Krystalionstendenz zuschreiben, so müsste ein rasches oder umes Erkalten von Einfluss sein.

Nach RIVOT scheint die Schwierigkeit der Entfernung emden Bestandtheile davon abzuhängen, ob dieselben chwefel, Antimon und Arsen verbunden oder mit dem

---

[1]) RDM., J. f. pr. Chem. XXVII, 195.
[2]) u. h. Ztg. 1860. S. 320.
[3]) INGL. polyt. J., Bd. 164. S. 438. (1862.)

Kupfer legirt sind. Da das Eisen in ersterer Verbindung vorhanden sein dürfte, so erklärt sich daraus dessen leichtere Entfernung, während Zink und theilweise Nickel mit dem Kupfer als legirt anzunehmen sind. Die schwierige Entfernung des Antimons und Arsens hat darin ihren Grund, dass aus dem durch Oxydation gebildeten antimon- und arsensauren Eisenoxyd immer wieder Antimon und Arsen reducirt und ins Kupfer zurückgeführt wird. Fehlt ein Schwefelgehalt, so ist das Eisen nur durch einen grösseren Ueberschuss von Kupferoxydul zu entfernen.

Reinigungsmittel. Als Mittel zur Beschleunigung des Gaarmachens werden angewandt oder sind empfohlen:

1) Ein Bleizusatz ($\frac{1}{2}$—1 %), z. B. bei nickel-, arsen-, antimon- und kupferoxydulhaltigen, stark übergaaren Kupfern. Das Blei wirkt entweder dadurch, dass es beim Niedersinken auf den Boden Antimon und Arsen aufnimmt und sich damit in die Spalten und Vertiefungen des Bodens einzieht oder sich oxydirt und seinen Sauerstoff an fremde Bestandtheile abgibt, während dann ein anderer Theil Bleioxyd mit den gebildeten Oxyden sich verschlackt (Bd. I. S. 81), namentlich auch den Kupferglimmer aufnimmt. Obgleich das Blei in vielen Fällen als Verbesserungs- und Reinigungsmittel für schlechtes Kupfer dienen und dasselbe für gewisse Zwecke, z. B. zum Walzen, tauglich machen kann, so erhält man doch kein völlig tadelloses Product, indem ein geringer Bleirückhalt auch schädlich wirkt. 1 % Blei macht das Kupfer vollkommen, 0,1 % zu feinern Sachen untauglich. Gewöhnlich sind bei einem mit Blei behandelten Kupfer die obersten Scheiben kupferoxydulhaltig, die mittleren gaar und der König auf dem Boden bleihaltig.

2) Das Polen[1]) des Kupfers, das Umrühren mit einer grünen Holzstange (Pol), wobei sich durch Verkohlung des Holzes reducirende Gase entwickeln und das Metallbad in lebhaftes Aufsprudeln versetzt wird, so dass alle Metalltheile in rasche Berührung mit der auf der Oberfläche schwimmenden Kohle kommen. Dabei werden oxydirte Substanzen, z. B. Kupferglimmer, auf die Oberfläche gebracht, Kupfer-

1) Polen vom Englischen: *poling* Aufschäumen, nicht Bohlen von Holzbohle (Bgwfd. XIX, 88; Oest. Ztg. 1856. No. 8).

oxydul reducirt, Antimon, Arsen und Schwefel als Wasserstoffverbindungen entfernt, das untere, noch nicht völlig gaare Kupfer mit dem obern übergaaren zusammengebracht und so die rechte Gaare herbeigeführt. Ist gleich das Polen ein gutes Reinigungsmittel fürs Gaarkupfer, namentlich für stark übergaares, so kommt es doch seltener zur Anwendung, weil es mit einem grössern Zeit- und Brennmaterialaufwand verbunden ist.

3) Ein Quarzzusatz, welcher nach BREDBERG [1]) die Gaarungszeit abkürzt und besonders auf die Verschlackung des Bleies günstig wirkt. Dies haben am Unterharze angestellte Versuche nicht bestätigt. [2])

4) Kali und Kalk enthaltende Zuschläge haben keinen bedeutenden Einfluss [3]), scheinen aber, in der Asche des Brennmaterials enthalten, beim Kupferschmelzprozess in Indien [4]) eine gaarende Wirkung auf das Kupfer durch ihren Sauerstoffgehalt auszuüben.

5) Chlorhaltige Zuschläge, um Schwefel, Antimon und Arsen als flüchtige Chloride zu entfernen. So ist z. B. von AUGUSTIN [5]) das SCHAFHÄUTL'sche Pulver (Bd. I. S. 170) empfohlen.

Einfluss des Brennmaterials.

Von wesentlichem Einflusse auf den Gang des Gaarens ist die Beschaffenheit des Brennmaterials. Koks und harte Kohlen (Eichen-, Buchenkohlen) geben höhere Temperaturen, als die weniger harten Kiefern-, Tannen- und Fichtenkohlen, in Folge dessen das Schmelzen des Kupfers beschleunigt und das Gaaren verzögert wird. Meist nur bei reineren Schwarzkupfern kommen Koks neben Holzkohlen zur Verwendung (Sternerhütte, Riechelsdorf), seltener nur leichte Koks allein unter Ersparung von Brennmaterial, aber bei längerer Gaarungszeit (Müsen, Mansfeld). Erhitzte Gebläseluft [6]) veranlasst ebenfalls ein rasches

1) Bgwfd. V, 321; XIII, 457.
2) KERL, Rammelsberger Hüttenpr. 1861. S. 125.
3) LAMPAD., Fortschr. 1839. S. 140.
4) B. u. h. Ztg. 1862. S. 117.
5) Bgwfd. I, 129.
6) Bgwfd. I, 185. — MERBACH, Anwend. d. erhitzt. Gebläseluft. 1840. S. 231—245. — KERL, Rammelsberger Hüttenproz. 1861. S. 123.

Schmelzen und befördert die Reduction bereits verschlackter Oxyde aus dem Gekrätz. Nasse Kohlen[1]) erhöhen den Zeitaufwand und in Folge dessen den Kupferverlust durch Verschlackung. Beim Einschmelzen des Schwarzkupfers lassen sich kleine Kohlen verwenden, indem sie, durch das Kupfer geschützt, weniger leicht vom Windstrom fortgeschleudert werden; nach dem Einschmelzen muss man grössere Kohlenstücke nehmen.

Kennzeichen f. die Gaare.

Als Kennzeichen für die herannahende oder eingetretene Gaare gelten hauptsächlich:

1) Die Beschaffenheit der dem Gaarherd entströmenden Flamme, welche, mit grüner Farbe zu Anfang, beim Gaarwerden eine rothe Spitze zeigt. Waren Blei, Antimon, Arsen und Zink vorhanden, so nimmt auch das Rauchen der Flamme immer mehr ab und verschwindet endlich ganz.

2) Das Aussehen der Oberfläche des Kupfers. Das Kupfer ist gaar, wenn nach dem Zurückschieben der Kohlen die ziemlich stark wallende Oberfläche hell und meergrün und mit weissen Puncten nur spärlich bedeckt erscheint; übergaar oder kupferoxydulhaltig, wenn es bei bläulicher oder meergrüner Farbe sehr heftig wallt und auf demselben viele weisse Puncte schwimmen; zu jung, d. h. noch mit andern Metallen oder Metalloiden verunreinigt, wenn dunklere, leichtflüssigere Flecke auf dem Kupfer in grösserer Menge sich zeigen, welche dann aber rasch verschwinden, während das Kupfer am Rande leicht erstarrt. Bei heller grüner Oberfläche und starkem Kochen des Bades unter Funkensprühen ist das Kupfer sehr hitzig, dagegen matt bei trübem Ansehen. Ein völliges Kaltblasen desselben kann eintreten, wenn die Temperatur zu sehr sinkt oder ein Stück Kupfer nahe vor die Form gefallen ist. Man schwächt dann einige Zeit den Windstrom, bis das Kupfer wieder flüssig geworden.

3) Die Beschaffenheit der Schlacke; je nach den Verunreinigungen im Kupfer mehr oder weniger flüssig, ist sie im Anfang grün oder dunkel gefärbt, wird dann braun und mit herannahender Gaare immer röther von verschlack-

---

1) Bgwfd. I, 153.

tem Kupferoxydul. Bei einem Kobaltgehalt sind die Schlakken im Anfang wohl bläulich gefärbt (Atvidaberg).

4) Die Beschaffenheit des Gaarspans. Während die vorher angegebenen Kennzeichen auf den ungefähren Zustand des Kupfers deuten, so gibt das Holen des Gaarspans noch grössere Sicherheit zur richtigen Erkenntniss der Gaare. Man taucht nämlich einen blanken, cylindrischen, unten konisch zugespitzten $^1/_2$ — $^3/_4$ Zoll dicken Schmiedeeisenstab (Gaareisen) durch den Formrüssel rasch in das von Schlacken freie Metallbad, zieht dasselbe schnell zurück, löscht es im Wasser ab und schlägt die anhaftende Kupferhaut (Gaarspan) vom Eisen los. Geschieht dies leicht, ist der Gaarspan dünn, etwas biegsam, äusserlich von schwarzgrauer oder braunrother, innen von kupferrother Farbe mit metallischem Glanz, zeigt er einen faserigen oder feinkörnigen, nicht grobkörnigen Bruch, ist er äusserlich rauh, narbig, gänsehautähnlich mit einer krausen Spitze (Bart), so ist das Kupfer gaar. Der Bart und das Rauhe am Gaarspan ist Folge einer Krystallisation, welche immer mehr zunimmt, je reiner das Kupfer wird. Ein sehr dünner Span, ohne die innere schön kupferrothe Farbe deutet bloss auf sehr heissen Gang.

Ist das Kupfer noch nicht gaar, zu jung, so erfolgt ein vom Gaareisen schwieriger abzuschlagender dicker, äusserlich glatter und schwarzer, innen gelb gefleckter, sehr brüchiger Gaarspan, und der Oxydationsprozess muss dann unter öfterem Probenehmen so lange fortgesetzt werden, bis ein Span von obigen guten Eigenschaften sich bildet. Wenn bei gutem Kupfer der Span noch gelbe Farbe zeigt, unterbricht man wohl schon das Gaaren, und dennoch enthält das Kupfer schon etwas Oxydul (Atvidaberg). Eine glatte, glänzende, mehr braune Oberfläche eines dicken Gaarspanes deutet auf mattes Kupfer und verlangt stärkere Hitze.

Ein stark übergaares Kupfer markirt sich durch einen dicken, äusserlich rauhen, innen weisslichen, leicht zerbrechlichen Gaarspan mit stark rothem, ausgezogenem Bart am Kopfe. Bei geringerem Kupferoxydulgehalt ist der Gaarspan dem des gaaren Kupfers ähnlich, zeigt aber den characteristischen Bart. Wie bereits (S. 388) bemerkt, macht man nur

[redacted]



sehr unreine Kupfer absichtlich übergaar. Ist die Uebergaare, ohne dass man es will, eingetreten, so wird sie wohl dadurch zurückgeführt, dass man entweder rohes Kupfer oder etwas Blei (S. 390) zusetzt, seltener polt (S. 390).

Wird der Gaarspan bei abgestelltem Gebläse geholt, so ist er, wenn die gewöhnliche Probe bei umgehendem Gebläse das Kupfer als gaares erscheinen lässt, oberflächlich kraus und weniger schwarz, innen aber gelblich, wie von zu jungem Kupfer.

Nach der Dicke des Spans lässt sich auf die Stärke der beim Spleissen erfolgenden Kupferscheiben und nach der Höhe der bartartigen Auswüchse auf deren Wölbung schliessen.

Uebrigens ist zu bemerken, dass die Beschaffenheit des Gaarspans für gleiche Zustände des Kupfers auf allen Hütten nicht dieselbe ist, sondern je nach der Zusammensetzung des Schwarzkupfers Modificationen erleidet.

**Spleissen des Gaarkupfers.** Zeigt der Gaarspan, durch die Form genommen, die richtige Gaare an, so nimmt man der Sicherheit wegen wohl noch eine Probe von vorn (Mansfeld), — welche, ohne schlechte, fein durchlöcherte rauhe Stellen zu zeigen, eine intensiv kupferrothe Farbe, adernförmig fortlaufende Narben und kleine, bogenförmig sich fortschiebende Wellen haben muss, — stellt dann das Gebläse ab, thut die Seitenbleche weg, zieht die Kohlen von der Oberfläche, reinigt Formrüssel und Herdwand von Ansätzen und zieht die Gaarschlacke ab. Aus der Oberflächenbeschaffenheit des Kupfers lässt sich dann, wie angegeben (S. 392), auf seinen Zustand schliessen. Bei einer gewissen Abkühlung tritt, wenn das Kupfer gerade gaar und arm an Kupferoxydul ist, ein lebhafter Kupferregen (S. 387) ein, dagegen nicht oder nur im geringen Grad bei einem übergaaren Kupfer. Fügt man dann, wenn die bläuliche oder meergrüne Färbung auf solches Kupfer deutet und dies nicht schon früher geschehen ist, Schwarzkupfer allmälig in kleinen Stücken zu, so tritt, wenn die Uebergaare in die Gaare zurückgeführt ist, ein Sprühen ein (Mansfeld). Ist das Kupfer noch zu hitzig (S. 392), um es in Scheiben reissen zu können, so bedeckt man nach dem Schlackenabziehen (Abkistern) seine Oberfläche mit Kohlenlösch und beobachtet dieselbe von Zeit

zu Zeit durch Zurückschieben der Kohlendecke. Zeigen sich auf derselben, namentlich am Rande, weisse Flecken, auf denen sich sogleich wieder schwarze Puncte bilden, so zieht man das Kohlenklein ab, reinigt den Rand des Herdes mit einem Spett, kehrt die Herdplatte rein und giesst, wenn sich auf der Oberfläche eine dünne Kruste erzeugt hat, mit einem gewissen Handgriff Wasser so gegen die Brandmauer, dass dasselbe in dünnen Strahlen auf das Kupfer zurückspritzt. Es wölbt sich dabei die Kruste, trennt sich am Rande vom Herde los und lässt sich in Gestalt einer Scheibe abheben (Scheibenreissen, Spleissen, Rosettiren). Dies geschieht in der Weise, dass zwei Arbeiter mit auf untergelegten Steinen hebelartig ruhenden Brechstangen (Spetten) die Scheibe heben, nach gehörigem Abtropfen derselben ein Arbeiter mit dem Spett loslässt, die Scheibe mit einer Zange fasst und sie dann auf der hohen Kante oder mit der Oberseite zuerst in einen mit Wasser versehenen Löschtrog wirft. Das abfliessende Wasser lässt man zum Absetzen mit fortgerissener feiner Kupfertheile in einem mit Scheidewänden versehenen Gerinne circuliren. Kommen die Scheiben mit ihrer unteren Fläche, an welcher sich noch flüssiges Kupfer befindet, ins Wasser, so entstehen oft gefährliche Explosionen.

Wendet man beim Kühlen zu viel Wasser an, so erfolgen dicke Scheiben, wenn zu wenig, so wölbt sich die Scheibe nicht gehörig und löst sich schlecht ab; kommt durch ungeschicktes Manipuliren beim Sprengen Wasser mit dem flüssigen Kupfer in Berührung, so explodirt es leicht. Auf diese Weise wird der Inhalt fast des ganzen Herdes in Scheiben (Rosetten) gerissen, nur das Unterste, der König, als ein Ganzes herausgenommen. Gewöhnlich sind die obersten Scheiben übergaar und werden wieder beim nächsten Gaarmachen zugesetzt, die folgenden gut und der König, gewöhnlich von gelblicher Farbe, ist blei- oder kohlehaltig, noch etwas roh. Fangen die unteren Scheiben an, nicht mehr sich gehörig zu wölben, so deutet dies auf Ungaare und das Kupfer muss nochmals gegaart werden.

Man beurtheilt wohl die Qualität des Kupfers nach der Dicke der Scheiben (Riechelsdorfer Galmei- und Ham-

merkupfer). Reines Kupfer erfolgt in sehr dünnen, oberflächlich glatten und schön kupferrothen Scheiben, welche an der Unterseite wohl Unebenheiten, aber keine Zacken zeigen. Dicke Scheiben deuten bei gelblicher Farbe auf zu junges oder bei hochrother auf übergaares Kupfer; es kann aber eine kupferoxydulreiche dicke Scheibe, aus der sich beim Hammergaarmachen das beste Kupfer darstellen lässt, werthvoller sein, als eine dünnere, welche geringe Mengen von Antimon, Arsen etc. enthält.

Um auch unreineres Kupfer in möglichst dünnen Scheiben zu erhalten, setzt man wohl vor dem letzten Abräumen der Schlacke etwas Blei betrügerischer Weise zu, welches zwar dem Kupfer ein besseres Ansehen verleiht, aber schon bei 0,1 % schädlich wirkt (S. 390).

Auf den Hüttenwerken, wo mehrere Sorten Kupfer dargestellt werden, unterscheiden sich die aus dem Spleissofen erhaltenen unreinen Scheiben durch ihren grösseren Durchmesser und ihre Dicke von den aus dem kleinen Herd erfolgenden (Oberharz, Unterharz).

Ausschöpfen. Auf einigen schwedischen Hütten [1]) hat man das Scheibenreissen gegen das Schöpfen des Kupfers in Formen vertauscht, um die durch Explosionen entstehenden Unglücksfälle beim Scheibenreissen und den Verlust an abbröckelndem Kupfer beim Transport zu vermeiden, ausserdem auch durch die dann mögliche Signirung der Kupferbarren den Gewinnungsort bekannt zu machen, während die Scheiben aus allen Werkstätten gleich sind. Auch im Mansfeldschen wird wohl ein Theil Kupfer in Formen gegossen, wobei das Steigen des Kupfers gut zu beobachten ist. In Kongsberg füllt man die Formen durch Neigen des testförmigen beweglichen Gaarherdes (S. 381). Zuweilen schöpft man das Kupfer aus dem Gaarherd in andere Herde (Reissherde) über, aus denen es in Scheiben gerissen wird (Müsen).

Producte. Vom Gaarmachen erfolgen nachstehende Producte:

1) Gaarkupfer, rohgaares Kupfer, Rosettenkupfer (Bd. I. S. 705), welches wegen eines geringen Gehaltes an fremden Beimengungen, namentlich an Kupferoxy-

1) Bgwfd. V, 325; XIII, 458. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 83.

dul, brüchig ist und sich weder hämmern, noch walzen lässt, bevor es nicht durch ein reducirendes Schmelzen (Hammergaarmachen) von Kupferoxydul befreit worden. Zuweilen werden die oberen nickelhaltigen Gaarkupferscheiben auf nassem Wege auf Kupfer und Nickel weiter verarbeitet (Mansfeld). v. LEITHNER [1]) fand z. B. in Oberscheiben von der Kupferhütte zu Tergove 0,45 %, im Kupferkönig 0,34 % Nickel.

2) Gaarschlacken, Gaarkrätz (Bd. I. S. 827). Dieselben werden entweder bei früheren Schmelzprozessen zugeschlagen, oder für sich auf eine mindere Kupfersorte zugutegemacht, oder bei einem grösseren Nickelgehalt mittelst Arsenkies und Schwerspath auf Nickelspeise und Kupferstein verschmolzen (Grünthal), oder auf Schwarzkupfer durchgestochen und dieses nach dem Verblasen entnickelt (Mansfeld). Zu Kongsberg werden solche nickelhaltigen Schlacken zu demnächstiger Verwerthung aufbewahrt.

Zum Unterschied von Gaarschlacken nennt man Gaarkrätz wohl die mit Schlackentheilen vermengten kleinen Kohlen, welche beim Abräumen derselben erfolgen. Derselbe wird verwaschen und zu den Gaarschlacken gethan.

3) Herdmasse mit viel Kupfertheilchen, wird entweder bei früheren Schmelzprozessen zugeschlagen oder verwaschen und dem Krätzschmelzen mit Gaarschlacken unterworfen oder direct gaar gemacht.

4) Sprühkupfer, wird beim Gaarmachen wieder consumirt.

§. 68. Gaarmachen des Schwarzkupfers im Gebläseflammofen, Spleissofen oder grossen Gaarherd. Der Spleissofen ist ein treibofenähnlicher Apparat, bald mit gewöhnlicher directer Feuerung (Bd. I. S. 528; Taf. XI. Fig. 271, 272), bald mit Treppenrost und Zuführung von Verbrennungswind (Bd. I. S. 530; Taf. XI. Fig. 280—282). Zu Tajova [2]) hat man das Gewölbe des Ofens mit Hülfe sehr guter feuerfester Steine flacher als gewöhnlich spannen können, in Folge dessen Brennmaterial erspart und der Prozess beschleunigt wird. Spleissofen.

1) Oesterr. Ztschr. 1861. S. 133.
2) Oesterr. Ztschr. 1857. S. 130.

[redacted]



Die Herdsohle besteht aus Gestübbe (Thon und Kohle), welchem zur Erhöhung der Dauer Sand oder Mergel zugesetzt wird.

Verfahren beim Gaarmachen.

Man setzt 20—70 Ctr. Schwarzkupfer durch das Blechloch auf Spaten so ein, dass hinreichende Zwischenräume zum Durchstreichen der Flamme bleiben und der grösste Theil des Kupfers den Kannen gegenüber in der Hölle und an der Feuerbrücke zu stehen kommt; auch lässt man wohl convergirende Gassen nach der Richtung der Düsen zu offen, ohne dass das Kupfer den letzteren zu nahe kommt. Durch 3—6stündiges Feuern bringt man das Kupfer zur Rothgluth, lässt alsdann das Gebläse an und verstärkt dasselbe mit zunehmender Hitze im Ofen, indem man zweckmässig von Zeit zu Zeit zwischen Kupfer und Kannen Wellholz bringt. Ist nach 8—12 Stunden die Masse eingeschmolzen, so zieht man die aus schwerschmelzigen Oxyden bestehende gesinterte Kruste mittelst eines angespiessten Hölzchens durchs Schlackenloch ab, lässt bei schwächerer Feuerung durch Einwirkung der Gebläseluft sich von Neuem Schlacke bilden, zieht diese aus und wiederholt diese Operationen so lange, bis die anfangs leichtflüssige dunkle Schlacke immer matter und mussiger wird und von verschlacktem Kupferoxydul eine rothe Färbung angenommen hat.

So lange sich noch Schlacke in reichlicher Menge bildet, erstarrt das Kupfer weniger leicht, als bei abnehmender Schlackendecke, wenn z. B. das Brennmaterial schlecht und die Gebläseluft sehr kalt ist. Solches erstarrtes Kupfer muss dann bei abgestelltem Gebläse wieder flüssig gefeuert werden.

Zeigt die rothe Schlacke die herannahende Gaare an, so nimmt man, nachdem ein Kochen oder Sprühen stattgefunden (z. B. am Unterharze), mittelst des Gaareisens durch das Blech- oder Arbeitsloch einen Gaarspan aus dem von Schlacke entblössten Kupfer vor der Form weg und beurtheilt nach demselben die Gaare (S. 393). Ist dieselbe richtig, so lässt man das Kupfer in zwei oder drei vor der Arbeitsöffnung befindliche grosse abgewärmte Stechherde durch Oeffnung des Stiches ab und reisst das Kupfer, wie aus dem kleinen Herd, in Scheiben.

Auf einigen Hütten (z. B. in Ungarn) unterscheidet man beim Gaarmachen drei Perioden. Während der ersten schmilzt man das Kupfer möglichst langsam, ohne Zutritt von Gebläseluft, ein. Es verflüchtigt sich dabei ein Theil Schwefel, Antimon und Arsen und neben einer geringen Menge Eisenoxyd wird hauptsächlich in Folge der Massenwirkung Kupferoxydul gebildet, welches auf die fremden Beimengungen in dem Geschmolzenen seine Einwirkung beginnt, hauptsächlich Schwefel und Eisen oxydirt. Die Temperatur des Metallbades ist aber noch nicht so hoch, dass das Kupferoxydul sich vollständig mit dem Kupfer mengen kann. Dies geschieht nach dem Einschmelzen in der zweiten Periode bei verstärkter Feuerung und Zuführung von stark gepresster Gebläseluft vollständiger, sowie auch seine Bildung in reichlicherer Menge. Neben Schwefel, Antimon und Arsen wird hauptsächlich Eisen, Blei, Zink etc., weniger Nickel oxydirt und eine im Wesentlichen aus Oxyden bestehende Schlacke gebildet, welche aus den Herdwandungen und der Herdsohle Kieselerde aufnimmt. Lässt die Schlackenbildung nach, so ist das Eisen zum grössten Theil entfernt, aber nicht in gleichem Maasse Antimon, Arsen und Schwefel. Sobald sich nur noch eine geringe Menge rother kupferreicher Schlacken bildet und das Qualmen des Bades aufhört, so stellt man, und damit beginnt die letzte Periode, den Wind ab und lässt nur noch eine weitere Oxydation durch die den Rost durchströmende Luft eintreten. Dabei werden die letzten Antheile Eisen und hauptsächlich noch Nickel, Zink und Blei verschlackt, es bildet sich Kupferoxydul in reichlicher Menge und, indem dieses auf noch vorhandenes Schwefelkupfer wirkt, entsteht unter Entwicklung von schwefliger Säure ein lebhaftes Aufkochen. Dies beweist die Abwesenheit derjenigen Stoffe, welche sich früher oxydiren, als der Schwefel, namentlich des Eisens, während Antimon und Arsen bei ihrer grossen Verwandtschaft zum Kupfer nicht vollständig entfernt sind. Da sich Antimon und Arsen von jetzt an fast nur gleichzeitig mit dem Kupfer oxydiren, so ist es nicht möglich, dieselben völlig zu entfernen, selbst wenn man den Prozess unter bedeutender Kupferverschlackung noch viel weiter fortsetzt. Ein Zusatz

von Blei (S. 390) oder das Polen (S. 390) leistet dann gute Dienste.

Zeigt nach dem Aufhören der Entwicklung von schwefliger Säure eine genommene Probe die Gaare an, so wird das Kupfer abgestochen und in Scheiben gerissen.

Diese fallen gewöhnlich etwas dicker aus, als die beim Gaarmachen reinerer Kupfersorten im kleinen Herd, weil man das Kupfer absichtlich übergaar macht, um die fremden Stoffe möglichst zu entfernen.

Entkupferung der Schlacken.

Man erhält neben Gaarkupfer eine grössere Menge kupferreicher Schlacken, welche entweder wie Gaarschlacken aus dem kleinen Herde (S. 397) weiter behandelt oder, wie zu Perm[1]), während des Gaarmachens selbst entkupfert werden. Dies geschieht auf die Weise, dass man nach dem Einschmelzen von 3200 Kil. Kupfer innerhalb 12 Stunden die Schlacken nicht abzieht, sondern bei abgestelltem Wind 400 Kilogr. reine kiesige Erze mit etwa 5 % Kupfer auf der Schlacke ausbreitet und, sobald diese durch die Abkühlung teigig geworden ist, damit vermengt. Man schliesst die zum Eintragen des Erzes dienende Arbeitsöffnung, feuert etwa 3 Stunden stark, zieht dann die Schlacke mit einem angespiessten Hölzchen aus, gibt wieder stark stechenden Wind, zieht die neugebildeten Schlacken ab und erzeugt, wenn deren Farbe auf die herannahende Gaare deutet, bei abgestelltem Wind ein sehr heftiges Feuer. Alsbald entwickelt sich unter lebhaftem Aufsprudeln schweflige Säure (S. 388), nach dessen Aufhören mittelst einer lehmüberzogenen Kelle eine Schöpfprobe genommen und diese langsam abgekühlt wird. Nach der Farbe der Oberfläche und des Bruches wird die Gaare beurtheilt. Das etwas übergaare Kupfer wird dann in Stechherde abgestochen und aus diesen rasch in gusseiserne Eingüsse geschöpft.

Bei dem Zusatz der kiesigen Erze wird durch das darin enthaltene Schwefeleisen das in den Schlacken befindliche Kupfer geschwefelt (S. 356), während die kieseligen Gangarten die während des Schmelzens erzeugten Oxyde verschlacken und sehr flüssige Schlacken entstehen. Das ge-

1) Rivot, Métallurgie du cuivre. 1859. p. 102.

bildete Schwefelkupfer mengt sich mit dem Kupfer, und der Schwefelgehalt wird gegen das Ende, wenn eine reichliche Menge Kupferoxydul entstanden ist, durch dessen Sauerstoff als schweflige Säure unter lebhaftem Aufsprudeln (S. 387) grösstentheils abgeschieden. Wesentlich ist, dass die Kiese hinreichend lange auf die Schlacke einwirken.

Sehr unreine Schwarzkupfer werden, weil der Ofen zu stark leiden und grössere Kupferverluste durch Verschlackung entstehen würden, gewöhnlich nicht in einer Tour gaar gemacht, sondern im Spleissofen, seltener im kleinen Herd, bis zu einem gewissen Grad der Gaare gebracht (Verblasen), in Stechherde abgelassen, in Scheiben gerissen und diese je nach ihrer Reinheit entweder im kleinen oder grossen Herd völlig gegaart. Das Verfahren dabei gleicht ganz dem vorhin angegebenen. Die Verblasenschlacken sind oft nickelhaltig (Altenauer Hütte). Am wenigsten Kupferverlust erleidet man, wenn unreine Kupfer im Spleissofen so lange einem oxydirenden Schmelzen (Verblasen) ausgesetzt werden, bis das Kupfer anfängt, sich in grösserer Menge zu verschlacken, dann das in Scheiben gerissene Verblasenkupfer im kleinen Herde gegaart wird, wobei sich weniger Kupfer verschlackt, als im Spleissofen (S. 381). Durch Zuleiten von Gebläseluft unter den Rost kürzt man die Verblasezeit wesentlich ab (Oker). Verblasen.

Bei bleiischen Kupfern, welche aus der Saigerung hervorgegangen sind, kommt es zur Frage, ob es zweckmässiger ist, dieselben durch ein Darren oder Verblasen zum Gaarmachen vorzubereiten. Verblasen oder Darren.

Während das Darren in einem blossen Glühen des bleiischen Kupfers bei Luftzutritt besteht, wobei an der Oberfläche desselben eine Oxydation des Bleies und Kupfers stattfindet, das oxydirte Kupfer aber von den anliegenden Bleitheilchen wieder reducirt wird und in Folge dessen zur Wiederherstellung des gestörten Gleichgewichtes eine Bewegung des Bleies aus dem Innern der Masse nach der Oberfläche zu erfolgt, wo es dann völlig oxydirt wird und eine Schlacke (Darrschlacke) bildet, — so wird das bleiische Kupfer beim Verblasen auf dem Herde eines Spleissofens vollständig in Fluss gebracht und der oxydirenden Ein-

wirkung der Gebläseluft ausgesetzt. Hiernach ist das Verblasen ein kräftigerer Oxydationsprozess, als das Darren, dagegen gestattet letzteres noch eine theilweise Gewinnung des Silbers, welches, dem Bleie folgend, sich an der Oberfläche und zwar in der beim plötzlichen Abkühlen des gedarrten Kupfers durch Einwerfen in kaltes Wasser oder beim Behandeln mit spitzen Hämmern abspringenden Kruste (Pickschiefer) concentrirt, welche noch weiter auf Silber, Kupfer und Blei verhüttet wird. Beim Verblasen des Schwarzkupfers dagegen, wo das Silber zum grössten Theile in dem Kupfer bleibt und zum geringern Theil in die Schlacken geht, entzieht sich dasselbe der Gewinnung.

Beim Darren wird das Gewölbe über den Darrbänken mit dem bleiischen Schwarzkupfer in der Weise besetzt, dass keine Kupferstücke in die Darrgassen hineinfallen, das Gewölbe mittelst eines Schiebers vorn geschlossen und im Windofen sowohl als in den Darrgassen so stark gefeuert, dass ein lebhaftes Glühen des Kupfers, nicht aber ein Schmelzen desselben eintritt. Dabei saigert das darin enthaltene Blei aus, oxydirt sich und tröpfelt als eine dunkle, dünnflüssige (wilde) Schlacke in die Darrgassen. Der Prozess ist beendigt, wenn sich nur noch wenig zähe, rothe Schlacke erzeugt, worauf das glühende Kupfer zum Ablösen der oxydirten Kruste, welche sich beim Gaarmachen verschlacken würde, in kaltes Wasser geworfen wird.

Reinigung antimon- und arsenhaltiger Kupfer.

Bei arsen- und antimonhaltigen Kupfern lässt man sich wohl vor dem Abstechen des Kupfers eine namhafte Menge Kupferoxydul bilden, stellt alsdann das Gebläse ab, wirft auf die Oberfläche eine gewisse Menge Holzkohle und lässt diese so lange einwirken, bis wiederholte Gaarproben die gänzliche Reduction des Kupferoxyduls nachweisen. Dann wird die noch unverbrannte Kohle abgeräumt, das Gebläse angelassen und die Darstellung und Reduction des Kupferoxyduls um so öfter wiederholt, je unreiner das Schwarzkupfer ist [Verfahren in Ungarn[1])].

Eine Modification dieses Verfahrens wird zu Schmöllnitz[2]) mit Antimonkupferspeise in der Weise ausge-

1) Jahrb. d. k. k. geol. Reichsanstalt. 1853. No. 4. S. 626.
2) Oest. Ztg. 1859. S. 325, 329.

führt, dass man dieselbe im Spleissofen bei langsamer Feuerung in breiigen Zustand versetzt, dann stärkeres Feuer und Oxydationswind gibt, wobei sich Antimonoxyd in dichten Wolken verflüchtigt. Man kann dasselbe auffangen und Antimon daraus darstellen. Hört die Dampfentwicklung auf, so stellt man den Wind ab, zieht Schlacken (im Wesentlichen antimonsaures Kupfer-, Eisen- und Antimonoxyd nebst Antimoneisen) und gibt abermals, ohne die Temperatur zu erhöhen, Wind, wobei wieder eine starke Antimonverflüchtigung eintritt. Hat dieselbe nachgelassen, so findet sich das Metallbad mit einer Kruste von antimonsaurem Antimonoxyd bedeckt, welche durch Umrühren mit Sägespänen oder Kohlenstaub und stärkere Feuerung bei abgestelltem Wind zerlegt wird. Dann gibt man wieder Wind und wiederholt diese Proceduren so oft, bis das Kupfer am Span die erforderliche Gaare zeigt.

Zur möglichst raschen Entfernung des Antimons muss die Speise kühl verblasen werden, weil bei einer zu hohen Temperatur das antimonsaure Antimonoxyd schmilzt, eine flüssige Decke auf dem Metallbad bildet und die weitere Abscheidung des noch mit Kupfer verbundenen Antimons verhindert.

Es ist zuweilen erwünscht, das Kupfer zu seiner weiteren hüttenmännischen Verarbeitung, z. B. zur Entsilberung (Unterharz), zur Entnickelung (Mansfeld) etc., in einem zerkleinten Zustand zu erhalten. Dies erreicht man auf die Weise, dass das Kupfer im Spleissofen verblasen und aus demselben in einer Rinne in dünnem Strahle in ein Bassin mit fliessendem Wasser abgelassen wird. Zur Erlangung möglichst kleiner Granalien leitet man den Kupferstrahl so, dass er den durch ein Gerenne zugeführten Wasserstrahl schneidet. Granulire Kupfer

Je dünner der Kupferstrahl und je kälter das Wasser, um so kleiner fallen die Granalien aus. Da namentlich bei zu starkem Kupferstrom gefährliche Explosionen entstehen können, so muss das Granulirfass mit einem starken blechernen Deckel versehen sein (Unterharz). Das abfliessende Wasser setzt mitgerissene Kupfertheilchen in einem mit Scheidewänden versehenen Gerinne ab. Während des Kupfer-

abflusses muss schwach gefeuert werden und man regulirt den Kupferstrom, wenn er zu stark wird, durch Dämmen mittelst eines in die Rinne eingebrachten Hakens und verstärkt ihn mit sinkendem Metallspiegel im Ofen durch Vertiefung der im Thon befindlichen Ausflussöffnung.

§. 69. Hammergaarmachen im kleinen Herd.

Zweck. Die im kleinen und grossen Herde dargestellten Kupfer enthalten immer Kupferoxydul, in Folge dessen sie brüchig werden und sich nicht unter Hammer und Walzen bearbeiten lassen, ohne rissig zu werden. Schon bei 1,1 % Kupferoxydul enthält das Kupfer nach KARSTEN beim Bearbeiten in gewöhnlicher Temperatur Kantenrisse (Kaltbruch) und bei 1,5 % auch bei der Bearbeitung in der Hitze (Rothbruch). Durch ein rasches reducirendes Schmelzen (Hammergaarmachen, Raffiniren) lässt sich das Kupferoxydul reduciren und das Kupfer in einen geschmeidigen Zustand überführen oder hammergaar machen. Bleibt das Kupfer dabei zu lange mit dem Reductionsmittel in Berührung, so nimmt es nach der herrschenden Ansicht Kohlenstoff auf und wird brüchiger, als zuvor. Sind beim Gaarmachen andere fremde Bestandtheile, namentlich Antimon, Arsen und Schwefel, nicht vollständig entfernt, so lassen sie sich entweder beim Hammergaarmachen gar nicht oder nur durch besondere, meist das Kupferausbringen beeinträchtigende Mittel beseitigen. Das Kupfer ist eins der empfindlichsten Metalle gegen Verunreinigungen, welche oft nur in den geringsten Mengen vorhanden, seine Geschmeidigkeit vermindern.

Nur selten werden Schwarzkupfer, und dann nur sehr reine Sorten, in einer Tour hammergaar gemacht.

A. Hammergaarmachen von Gaarkupfer. Der

Gaarherd. Gaarherd wird aus mit Sand gemengtem Gestübbe geschlagen und vorher sorgfältig abgewärmt. Zum Unterschiede vom Rohgaarmachen gibt man der Form nur 6—10° Stechen und legt sie einige Zoll über den Herdrand, während sie bei jenem mit 20° und mehr Grad Stechen nahe über dem Kupferspiegel zu liegen kommt. In Folge dessen trifft beim Hammergaarmachen der Wind meist nur die Kohlen und erzeugt eine reducirende Atmosphäre von Kohlenoxydgas. Je nach der Grösse des Einsatzes (Unterharz 4—6 Ctr.,

Grünthal 12—20 Ctr.) wechselt der Durchmesser des Herdes.

Man füllt den abgewärmten und mit Seitenblechen versehenen Herd bis über den Rand mit Holzkohlen, vertheilt darauf das Kupfer der Form gegenüber und nach dem Rand des Herdes zu, so dass dasselbe nicht vom Windstrom getroffen wird, bedeckt es mit Kohlen, lässt das Gebläse langsam an und verstärkt letzteres allmälig, wenn die zum Abwärmen verwandten glühenden Kohlen die daraufliegenden todten in Gluth versetzt haben. Man muss darnach trachten, dass zur Bildung von Kohlenoxydgas die Kohlen vor der Form gehörig aufgehäuft sind, die Kupferstücke an der Grenze der Verbrennungszone sich stets auf Kohle oberhalb des Tiegels befinden und gleichmässig einschmelzend durch letztere hindurchfliessen. Dabei müssen die Stücke immer von Kohlen bedeckt sein. Schmelzverfahren.

Sobald das Kupfer eingeschmolzen, nimmt man Probe. Dies kann dadurch geschehen, Probenehmen

1) dass man mittelst eines dünnen Gaareisens oder eines Hakens durch die Form hindurch einen Gaarspan (S. 393) holt, diesen rasch abschlägt und untersucht, ob er sich in der Hitze und in der Kälte zusammenschlagen und biegen lässt, ohne Kantenrisse zu erhalten. Sobald dieser Zustand bei rasch hintereinander genommenen Proben sich zeigt, wird eiligst das Gebläse abgestellt, die Kohlen abgeräumt und das abgekühlte Kupfer in gusseiserne lehmüberzogene Formen gegossen (Unterharz). Zuweilen ruht der Giesslöffel in einem Hängewerk (Grünthal). Bleibt das hammergaare Kupfer zu lange mit Kohle in Berührung, so wird es nach gewöhnlicher Annahme kohlenhaltig und stark rothbrüchig bei gelber Farbe und körniger Textur des Gaarspans. In solchem Falle gibt man bei etwas zurückgezogenen Kohlen stechenden Wind, bis die Gaarprobe sich geschmeidig zeigt, oder setzt frisches Gaarkupfer zu. Spanproben.

2) dass man nach dem Einschmelzen des Kupfers Kohlen und Gekrätz abzieht, aus dem entblössten Metallbad mit einem eisernen Löffel eine Schöpfprobe nimmt, die abgekühlte Probe entzwei haut und nach dem Bruchansehen den Stand der Operation beurtheilt. Statt des Löffels bedient Schöpfproben

man sich auch wohl eines Eisenstabes, dessen gebogenes Ende eine 3 Zoll lange, $^3/_4$ Z. breite und $^3/_8$ Z. tiefe Rinne hat. Der daraus erhaltene Kupferzain wird auf dem Bruche angesehen und kalt ausgeklopft [Perm [1])]. Zeigt dabei das Kupfer ein schuppig körniges oder strahlenförmiges, zum Theil poröses oder feinkörniges Gefüge, oder ist die Bruchfläche grobkörnig und bei einer ziegel- oder braunrothen Zone im oberen Theile nicht gleichförmig, so ist das Kupfer noch nicht gaar. Das Metallbad wird dann von Neuem mit Kohlen überschüttet und so lange Wind mit sehr schwacher Pressung gegeben, bis die Probe die Gaare anzeigt, d. h. bei grosser Geschmeidigkeit einen unebenen hakigen Bruch, Seidenglanz und rosenrothe Farbe besitzt. Kohlehaltiges Kupfer hat einen grobkörnig-zackigen, stänglichen Bruch bei gelber Farbe; ausser durch Kohle und Kupferoxydul verunreinigtes Kupfer zeigt eine unreine Farbe auf dem Bruche, schuppig körnige Textur und mattes Ansehen.

**Wirkung erhitzter Gebläseluft.**

Erhitzte Gebläseluft leistet beim Hammergaarmachen gute Dienste, weil sie das Einschmelzen beschleunigt, wodurch an Kohlen gespart wird [Unterharz [2]), Grünthal].

**Steigen des Kupfers.**

Manches Kupfer steigt nach dem Eingiessen in die Formen, die Kupferblöcke (Hartstücke) werden undicht, erhalten im Innern mehr oder weniger grosse Höhlungen und eine erhöhte Oberfläche, während gutes Kupfer dicht im Bruche ist und mit einer glatten, vertieften Oberfläche erstarrt. Solches gestiegenes Kupfer kann eben so geschmeidig sein, als dichtes, gibt aber bei weiterer mechanischer Verarbeitung unganze Producte und muss nochmals eingeschmolzen und hammergaar gemacht werden. Ein blasiger Guss bricht leichter, als ein dichter, zeigt nicht den Seidenglanz des letzteren auf dem Bruche, sondern, wenn das Licht in die Blasenräume fällt und gerade gegen den Beobachter reflectirt wird, eine schön röthliche Farbe.[3])

Ueber die Veranlassung zum Steigen des Kupfers herrschen verschiedene Ansichten, welche meist darauf hinaus-

1) Oest. Ztschr. 1862. S. 5. — Bgwfd. XIX, S. 773.
2) Kerl, Rammelsberger Hüttenprozesse 1861. S. 114.
3) Dick, über die Eigenschaften gestiegenen Kupfers: B. u. h. Ztg. 1856. S. 345.

gehen, dass die Wirkung rein mechanischer Art sei und mit der Schnelligkeit des Erstarrens des Kupfers zusammenhänge. Durch das Erstarren der Oberfläche sollen beim Zusammenziehen des noch flüssigen Kerns im Innern Blasenräume entstehen und dies dadurch vermieden werden, dass man das Kupfer bei einer gewissen, nicht zu hohen Temperatur in rasch abkühlende Metallformen, nicht in Lehmformen giesst.[1])

Zur Beurtheilung der zum Ausgiessen richtigen Temperatur dient dann das Ansehen der Oberfläche (Farbe, Bewegung des Kupfers etc.), eine Löffelprobe, die nicht steigen darf, oder man speit auf die Probe und hält die Temperatur für richtig, wenn der Speichel in Gestalt einer Kugel in der Mitte der horizontal gehaltenen Probe bleibt u. s. w.

Nach Stölzel[2]) ist mit dem Steigen das Sprühen oder Spratzen des Kupfers (S. 387) nicht zu verwechseln, welches von einer Sauerstoffabsorption herrühren und sich z. B. beim Umschmelzen eines reinen Kupfers dadurch vermeiden lassen soll, dass man beim Schmelzen und Giessen die Luft möglichst abhält, dem Kupfer also eine Kohlendecke gibt und dasselbe in geschlossene geölte Formen giesst. Sauerstoffhaltige Bedeckungsmittel, wie Borax, Soda und Glas sollen reines Kupfer undicht machen, Kochsalz nicht undicht, aber spröde.

Unter Zugrundelegung der beim Raffiniren des Schwarzkupfers im Flammofen zu beobachtenden Erscheinungen scheint — neben der von Russell und Matthiessen beobachteten Einwirkung von Kohle (S. 389) — die Entwicklung von schwefliger Säure (S. 388) die Hauptveranlassung sowohl des Sprühens, als auch des Steigens des Kupfers zu sein. Ersteres, dabei dem letzteren vorangehend, findet statt, wenn sich auf das vorhandene Schwefelkupfer eine gewisse Menge Kupferoxydul in der Oxydationsperiode gebildet hat. Die letzten Antheile Schwefel werden aber hartnäckig vom Kupfer zurückgehalten, durch den bei Fortsetzung des Pro-

1) Bgwfd. XII, 537. — Dingl. polyt. J. Bd. 154. S. 193. B. u. h. Ztg. 1860. S. 320.
2) B. u. h. Ztg. 1860. S 320.

[redacted]



zesses gebildeten grossen Ueberschuss von Kupferoxydul allerdings in schweflige Säure verwandelt, diese aber von dem Kupferoxydul haltenden Kupfer absorbirt, und mit dieser Absorption beginnt das Steigen, das Poröswerden, eine Blasenbildung. Nicht das reine, sondern nur etwas übergaares Kupfer hat die Eigenschaft, schweflige Säure zu absorbiren. Man sucht nun beim Flammofenprozess aus dem Kupfer durch Polen das Kupferoxydul zu reduciren, wodurch demselben die Eigenschaft benommen wird, die schweflige Säure absorbirt zu halten, in Folge dessen sie, begünstigt durch das Aufwallen beim Polen, entweicht (durch den Geruch wahrzunehmen) und das Kupfer dicht wird (Dichtpolen). Das zuletzt folgende Zähepolen bezweckt dann die möglichst vollständige Reduction des Kupferoxyduls.

Danach scheint auch das Steigen des Kupfers in den Formen von einer Bildung oder einem Rückhalt an schwefliger Säure bei Anwesenheit von Kupferoxydul hervorgerufen und wie Erfahrungen auf verschiedenen Hüttenwerken (z. B. Elbuferkupferwerk, Duisburger Kupferhütte) dargethan, durch Anwendung von zu hoher Temperatur beim Auskellen begünstigt zu werden (S. 389) (indem der Schwefelgehalt entweder aus dem Kupfer oder aus dem Brennmaterial herrührt, wenn z. B. Kohlen auf Hütten längere Zeit in einer Atmosphäre von schwefliger Säure gelegen haben oder beim Raffiniren im Flammofen schwefelhaltige magere Kohlen zum Bedecken des Metallbades genommen worden). Hierfür sprechen auch die Mittel, die man zur Verhütung des Steigens wirksam anwendet, nämlich:

Mittel zur rhütung des Steigens.

1) ein Polen, ähnlich wie beim Raffiniren, wobei gleichzeitig auf Entfernung des Antimons und Arsens hingewirkt wird (S. 391).

2) Ein Zusatz von Blei. Dasselbe oxydirt sich, das gebildete Bleioxyd verbindet sich mit dem Kupferoxydul und dadurch wird die absorbirte schweflige Säure frei. Ein Bleigehalt kann dem Kupfer schaden (S. 390).

3) Ein Zusatz von Quecksilberchlorid. Auf den Permschen Hütten [1]) wird zum gefeinten Kupfer vor dem

1) Bgwfd. XIX, 773. Oesterr. Ztschr. 1862. S. 5.

Ausschöpfen, namentlich zum Kupfer für die Fabrikation des Zündhütchenbleches, Quecksilbersublimat gethan, wodurch dasselbe dichter und geschmeidiger werden soll. Man wirft dasselbe entweder in einer Papiertüte (1—2 Solotnik auf 1 Pud Kupfer) auf die Oberfläche, wobei es zu Boden sinkt und verdampft, oder man rührt es mit einer Holzstange ein. Findet hierbei überhaupt eine Reinigung des Kupfers statt, so kann sie entweder durch den Chlorgehalt des Sublimates (indem sich derselbe mit Antimon, Arsen und Schwefel verbindet) oder durch Austreibung mechanisch eingeschlossener schwefliger Säure herbeigeführt werden, indem das zu Boden gehende Sublimat dampfförmig wird und die Masse aufrührt.

4) Das Giessen des Kupfers bei möglichst vollständigem Abschluss der Luft. Nach den Untersuchungen von A. DICK [1]) gibt ein und dasselbe schwefelhaltige Kupfer, in gewöhnlicher Weise in die offenen Formen gegossen, einen porösen Guss, während derselbe völlig dicht wird, wenn man die bedeckte Form mit Steinkohlengas füllt, in dieselbe etwas feines Kohlenpulver wirft und sie bei nahe gehaltenem Tiegel möglichst rasch füllt. Findet Luftzutritt statt, so bildet sich Kupferoxydul, bei der Bewegung verschiedener Theile des Metalles während des Erstarrens kommt ersteres nach DICK's Ansicht mit dem Schwefelkupfer zusammen, es bildet sich schweflige Säure im Momente des Erstarrens und das Kupfer steigt. Chemisch reines galvanisches Kupfer steigt auch bei Luftzutritt nicht, wenn ihm nicht etwa durch das Brennmaterial Schwefel mitgetheilt wird. Walzen werden wohl, um sie recht dicht zu erhalten, in eisernen Formen unter Druck gegossen.

B. Hammergaarmachen von Schwarzkupfer. Das Raffiniren des Schwarzkupfers im kleinen Herde mittelst Polens lässt sich nicht mit demselben Erfolge ausführen, wie in Zugflammöfen, weil die Metallmasse im Verhältniss zu ihrer Oberfläche zu tief ist und man sie nicht so in der Gewalt hat, auch die gebildeten Verbindungen des Wasserstoffes mit Arsen, Antimon und Schwefel (S. 391) beim

1) B. u. h. Ztg. 1856. S. 345. — PERCY, Metallurgy. 1861. I. p. 275.

Durchziehen durch die glühende Kohlendecke sich theilweise wieder zerlegen, was im Flammofen weniger stattfindet.

Trotz eines grössern Zeit- und Brennmaterialaufwandes ist dieses Verfahren doch an manchen Orten in Anwendung [Ungarn[1]), Ural, Mansfeld[2]), Brixlegg[3]) und Achenrain].

Nach Rössner wird das eingeschmolzene und entschlackte Kupfer bei einer Kohlendecke einige Minuten dem Wind ausgesetzt, welcher, durch die Kohlendecke hindurchgehend, Kupferoxydul bildet. Dieses ist sattsam vorhanden, wenn eine genommene Schöpfprobe eine dunkelziegelrothe Farbe und Blasenräume auf dem matten Bruche zeigt und das Kupfer sehr brüchig ist. Man polt alsdann unter der Kohlendecke mit einer 3—4 Zoll dicken Birken- oder sonstigen harzigen Holzstange so lange, bis das Kupfer der Probe nach kohlehaltig (überpolt) erscheint. Dann lässt man wieder Gebläseluft so lange wirken, bis eine Probe die Feine des Kupfers (höchste Ductilität bei seidenglänzendem Bruche und reiner Blassrosafarbe) zeigt. Man räumt dann die Kohlen ab und schöpft das Kupfer rasch aus. Je unreiner das Kupfer ist, desto öfter (3—4 mal) muss man zur Entfernung des Antimons, Arsens und Schwefels das Polen wiederholen.

Das reinere Mansfelder Schwarzkupfer wird, wenn der Span die Rohgaare gezeigt hat, noch 10—12 Min. lang unter 1—2maligem Abziehen der Schlacke übergaar gemacht, dann unter einer Decke von frischen Kohlen gleich fein gepolt. Die aus den Giessformen genommenen Kupferbarren (Hartstücke) werden unter den Hammer gebracht (dicht- oder abgepocht), wobei der anhaftende Glühespan (Kupferasche) abspringt.

Producte vom Hammergaarmachen.

Beim Hammergaarmachen erfolgen nachstehende Producte:

1) Hammergaares Kupfer, Hartstücke (Bd. I. S. 704), in ganz reinem Zustande mit fleischrothem, zackigem und seidenglänzendem Bruche, welcher beim Ausschmieden sehnig und in Bezug auf Farbe und Glanz der gleich-

Eigenschaften.

1) Oest. Ztschr. 1855. S. 337. — B. u. h. Ztg. 1855. S. 385.
2) B. u. h. Ztg. 1861. S. 468.
3) Bgwfd. XIX, 88.

mässig neben einander liegenden Sehnen ganz homogen wird. Nach PERCY[1]) lässt sich aus dem Bruchansehn nicht immer auf die Qualität des Kupfers schliessen, indem unreines Kupfer auch gut aussehen kann. Je nach der Art des Giessens kann ein und dasselbe Kupfer einen verschiedenen Bruch erhalten. Sehr heiss gegossen, zeigt das Kupfer auf dem Bruche eine Anhäufung von grössern und kleinern, mehr oder weniger vollkommnen Krystallen, nicht aber, wenn dasselbe kalt gegossen ist. Nur an grösseren Blöcken lassen sich diese Unterschiede wahrnehmen, nicht an kleinen Proben. Ausserdem hat das Auskellen des Kupfers bei zu hoher Temperatur noch die Uebelstände, dass beim Giessen desselben in Töpfe zu mehreren Stücken übereinander das als Boden dienende Stück oberflächlich durchgeschmolzen wird und dann an dem darüber befindlichen anhaftet; auch wird durch zu hohe Temperatur das Steigen befördert, indem bei dem geringsten Schwefelgehalt des lange Zeit flüssig bleibenden Metalles sich oberflächlich Kupferoxydul bilden, niedersinken und mit dem Schwefelkupfer leichter in Berührung kommen kann, als wenn sich das Kupfer in niedrigerer Temperatur befindet, wobei die Beweglichkeit der Theile von der Oberfläche nach unten abnimmt. Das Material zu den Giessformen, Kupfer oder Eisen, dürfte keinen Einfluss auf das Bruchansehen haben; es ist wohl behauptet, dass eiserne Formen auf dem Bruche wie mit Nadelstichen übersäete Blöcke liefern sollen. Bruchansehn.

Die Farbe der Oberfläche richtet sich nach der Temperatur des Wassers, worin die Kühlung erfolgt. Bei Anwendung von kaltem Wasser ist sie orangeroth, bei warmem Wasser mehr rosenfarbig, ähnlich der des japanischen Kupfers (Bd. I. S. 706), welches in mit Segeltuch überkleidete und in warmem Wasser stehende Formen gegossen wird.[2]) Die Eigenschaft des Schiffskupfers, vom Meerwasser mehr oder weniger stark angegriffen zu werden, hängt ausser von der chemischen Zusammensetzung hauptsächlich von physikalischen Eigenschaften ab, z. B. ob das Kupfer Farbe.

---

1) PERCY, Metallurgy. I, 368.
2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 118, 347.

[redacted]



bei höherer oder niedrigerer Temperatur gegossen, ob es mehr oder weniger porös ist etc.[1])

Specif. Gewicht.

MARCHAND und SCHEERER[2]) fanden das **specifische Gewicht** des Kupfers verschieden, je nachdem dasselbe unter einer Decke von Flussspath, Borax und Glas oder Chlornatrium geschmolzen war, während dasselbe bei allen reinen Kupfersorten, mochte man eins dieser Flussmittel anwenden, welches man wollte, nach PERCY[3]) durchschnittlich 8,899 betrug, unter einer hydraulischen Presse zusammengepresst 8,931, zu Draht gezogen bis 8,9488. Die häufige Porosität des Kupfers erschwert die richtige Bestimmung des specifischen Gewichtes. Beim Hämmern soll das specifische Gewicht nach O'NEILL[4]) abnehmen in Folge der dabei entwickelten Wärme.

Electr. Leitungsfähigkeit.

Auf die **electrische Leitungsfähigkeit** des Kupferdrahtes haben die Verunreinigungen des Kupfers einen wesentlichen Einfluss, wie die nachfolgenden Beobachtungen von HOLZMANN und MATTHIESSEN[5]) beweisen (hartgezogener Silberdraht = 100):

| Hartgezogen. | Leitungsfähigkeit. | Beobachtungstemperatur. |
|---|---|---|
| Reiner Kupferdraht | 93,08 | 18,9° C. |
| Kupfer mit Kupferoxydul | 73,32 | 19,5 |
| „ „ 2,50 % Phosphor | 7,24 | 17,5 |
| „ „ 0,95 „ „ | 23,24 | 22,1 |
| „ „ 0,13 „ „ | 67,67 | 20,0 |
| „ „ 5,40 „ Arsen | 6,18 | 16,8 |
| „ „ 2,80 „ „ | 13,14 | 19,1 |
| „ „ Spur „ | 57,80 | 19,7 |
| „ „ 3,20 „ Zink | 56,98 | 10,3 |
| „ „ 1,60 „ „ | 76,35 | 15,8 |
| „ „ Spur „ | 85,05 | 19,0 |
| „ „ 1,06 „ Eisen | 26,95 | 13,1 |
| „ „ 0,48 „ „ | 34,56 | 11,2 |
| „ „ 4,90 „ Zinn | 19,47 | 14,4 |

1) PERCY, Metallurgy. I, 505.
2) ERDM., J. f. pr. Chem. 1842. S. 193.
3) PERCY, Metallurgy. I, 284.
4) B. u. h. Ztg. 1862. S. 304.
5) PERCY, Metallurgy. I, 288.

| Hartgezogen. | Leitungs-fähigkeit. | Beobachtungs-temperatur. |
|---|---|---|
| Kupfer mit 2,52 „ Zinn . . . . . | 32,64 | 17,1° C. |
| „ „ 1,33 „ „ . . . . . | 48,52 | 16,8 |
| „ „ 2,45 „ Silber . . . . . | 79,38 | 19,7 |
| „ „ 1,22 „ „ . . . . . | 86,91 | 20,7 |
| „ „ 3,50 „ Gold . . . . . | 65,36 | 18,1 |
| „ „ 0,31 „ Antimon u. | | |
| 0,29 „ Blei . . . . . | 64,5 | 12 |
| Austral. Burra-Burra, geglüht . . . | 88,86 | 14,0 |
| Russisches Demidoff-Kupfer, geglüht | 59,34 | 12,7 |
| Bestes engl. Kupfer „ | 81,35 | 14,2 |
| Amerik. Kupfer vom Obernsee „ | 92,57 | 15,0. |

Nach ABEL und FIELD enthält das meiste käufliche Kupfer Arsen und Silber, oft Wismuth, selten Zinn und Antimon und noch seltener Blei, wenn ihm solches nicht bei der Verarbeitung absichtlich zugesetzt wurde. Nach RILEY kann sich darin Phosphor, nach DELARNE, MÜLLER und ABEL Schwefel und Gold, nach MÜLLER, MAXIMILIAN Herzog von Leuchtenberg und GENTH Nickel finden. Fremde Bestandtheile im Kupfer.

Die üblichen analytischen Methoden lassen leicht einen geringen Gehalt an Arsen und Zinn im Kupfer übersehen, weshalb von ABEL und FIELD [1]) genauere Methoden aufgesucht und gefunden worden sind, namentlich zur Bestimmung von Antimon, Arsen, Wismuth, Blei und Eisen.

Durch geringe Beimengung fremder Stoffe verliert das Kupfer meist an Festigkeit, Geschmeidigkeit und Bruchansehen. Blei, Antimon, Arsen und Eisen sollen das Kupfer roth- und kaltbrüchig, Zink, Zinn, Wismuth, Kohlenstoff und Schwefel rothbrüchig, Kupferglimmer und Kupferoxydul kaltbrüchig machen. Hinsichtlich der Reinheit und der damit in Verbindung stehenden Verwendung unterscheidet man gewöhnlich 3 Kupfersorten. Die erste Qualität, wohl Kronkupfer genannt, wird zur Herstellung von Messingdraht und Messingblech erfordert; die zweite ist noch walzfähig, nicht aber die dritte, welche für Gussmessing und sonstige Legirungen dient. Ueber den Einfluss fremder Substanzen auf die Eigenschaften des Ku- Einfluss fremder Beimengungen.

1) DINGL. Bd. 163. S. 354.

pfers liegen nachstehende, zum Theil einander widersprechende Beobachtungen vor:

Kupferoxydul. Kupferoxydulhaltiges übergaares Kupfer hat ein schuppig körniges, zuweilen strahlenförmiges Gefüge auf dem Bruche, eine ziegel- bis braunrothe Farbe mit mattem Glanze, zeigt geschmiedet nur einzelne sehnige Stellen und öfters Kantenrisse, schmilzt leichter, als reines Kupfer, ist aber dickflüssiger, dehnt sich weniger aus und besitzt in der gewöhnlichen Temperatur eine geringere Festigkeit und Zähigkeit. Schon bei 1,1 % Kupferoxydulgehalt wird das Kupfer nach KARSTEN in der Kälte rissig, bei $1\frac{1}{2}$ % auch in der Hitze. DICK [1]) fand im übergaaren Kupfer bis 17,74 % Kupferoxydul. Unreines Kupfer, welches Blei, Zink, Antimon, Arsen etc. enthält, ist roth- oder kaltbrüchig oder beides zugleich und zeigt eine unreine Farbe, sowie schuppig körnige Textur und mattes Ansehen. Sobald neben diesen Stoffen ein Kupferoxydulgehalt (selbst bis 2 %) auftritt, so erlangt solch unreines Kupfer grössere Geschmeidigkeit. Es ist noch zweifelhaft, ob die genannten Verunreinigungen im metallischen oder im oxydirten Zustande, wie das Kupferoxydul, sich befinden und dann vielleicht mit letzterem verbunden sind, wie im Kupferglimmer (S. 387). Die besten Kupfersorten des Handels enthalten nach DICK [2]) neben Kupferoxydul geringe Mengen anderer Metalle, z. B. russisches Demidoff-Kupfer Spuren von Arsen, Eisen, Nickel, Antimon; australisches Burra-Burra-Kupfer Spuren von Eisen; Kupfer vom Obernsee Spuren von Eisen und Silber; bestes englisches Kupfer Spuren von Eisen, Nickel, Antimon; spanisches Riotinto-Kupfer an 2 % Arsen, mit Spuren von Blei, Eisen, Nickel.

Kohle. Nach den herrschenden Ansichten nimmt kupferoxydulfreies Kupfer bei längerer Berührung mit Kohle (überpoltes Kupfer) Kohlenstoff auf und wird nach KARSTEN schon bei 0,05 % Gehalt daran rothbrüchig. Solches kohlehaltiges Kupfer ist bei gewöhnlicher Temperatur sehr fest, in der Hitze aber sehr spröde, hat einen grobkörnig zackigen, stänglichen Bruch mit gelbem Schimmer und starken,

1) B. u. h. Ztg. 1856. S. 328 (daselbst auch die Analysirmethode).
2) PERCY, Metallurgy. I, 269, 289.

aber nicht seidenartigen Glanz, wird beim Schmieden noch gleichartig sehnig, zeigt im Innern viele kleine hohle Canäle oder nierenförmige Vertiefungen mit hellgelber Oberfläche und fliesst fast wie reines Kupfer, nur mit glänzenderer Oberfläche. Diesen Ansichten widerstreiten diejenigen von A. DICK.[1]) Demselben ist es nicht gelungen, in dem überpolten Kupfer Kohlenstoff mit Gewissheit nachzuweisen. Da er aber im besten zähen raffinirten Handelskupfer stets geringe Quantitäten anderer Metalle (Blei, Antimon etc.) und einen bis 3,37 % gehenden Kupferoxydulgehalt fand, so erklärt er die Sprödigkeit des überpolten Kupfers dadurch, dass sich nicht die Kohle mit dem Kupfer verbindet, sondern nur indirect wirkt. Sie reducirt das stets vorhandene Kupferoxydul, welches die übeln Einflüsse der übrigen Beimengungen ausgleicht (S. 414), und in Folge dessen beeinträchtigen die vielleicht aus Oxyden frei gewordenen Metalle, indem sie sich mit dem Kupfer verbinden, die Geschmeidigkeit desselben. Hierfür sprechen noch die gemachten Beobachtungen, dass die besten Raffinirkupfer der Hütten, wenn sie mit reducirenden Agentien (Wasserstoff, Kohlenoxyd, Kohle) geglüht oder mit Kochsalz geschmolzen werden, einen Gewichtsverlust durch Reduction des Kupferoxyduls erleiden, während dies bei reinem galvanoplastischen Kupfer nicht der Fall ist und dasselbe auch völlig geschmeidig bleibt, wenn man es längere Zeit im flüssigen Zustande mit Kohle in Berührung lässt. Weitere Versuche müssen hierüber noch bestimmte Aufklärung geben, welche aber bei der Schwierigkeit, sehr geringe Kohlemengen neben anderen Verunreinigungen zu bestimmen, grosse Sorgfalt erfordern. Im Museum für practische Geologie in London[2]) werden die von DICK untersuchten Kupfersorten als Belegstücke aufbewahrt.

Blei. 0,1 — 0,3 % machen das Kupfer roth- und kaltbrüchig. Bei 0,1 % Blei ist dasselbe nicht mehr zu feinen Sachen (Messingblech, Messingdraht) zu verwenden; dagegen scheint ein geringer Bleigehalt die Walzfähigkeit zu befördern und man setzt wohl absichtlich zu sonst gutem Kupfer etwas Blei hinzu.

1) B. u. h. Ztg. 1856. S. 330, 337, 338. — PERCY, Metallurgy. I, 269.
2) B. u. h. Ztg. 1861. S. 54.

Eisen ist in denselben Mengen, wie Blei, nicht so schädlich, macht aber, in grösseren Quantitäten vorhanden, das Kupfer hart und brüchig. Im besten Kupfer können 0,10—0,15 % Eisen vorkommen. Man hat bis 5 % Eisen im Kupfer gefunden.[1])

Antimon. Nach Erfahrungen in England soll schon $^1/_{1000}$ Antimon das Kupfer zur Darstellung von Messingblech und Draht untauglich machen, nicht aber zum Walzen. Schon eine Spur ist nachtheilig. 30 Unzen Antimon in 1 Tonne Kupfer lassen nach dem Auswalzen dessen Ränder roh erscheinen.[2])

Arsen verhält sich ähnlich wie Antimon, ist aber leichter zu entfernen.

Wismuth. $^1/_{1000}$ davon ertheilt nach LEVOL[3]) dem Kupfer nachtheilige Eigenschaften, vermindert namentlich seine Dehnbarkeit. FIELD[4]) hat in vielen geschwefelten Kupfererzen, namentlich in den cornischen, Wismuth gefunden.

Nickel. Nach GENTH[5]) eignet sich Kupfer mit 0,2 bis 0,3 % Nickel weniger zur Darstellung von Messing, als zu der von Neusilber, und es ertheilt dem Kupfer beigemengtes Nickeloxydul demselben eine gewisse Sprödigkeit. Besonders reich daran sind die oberen Scheiben aus dem kleinen Gaarherde und der Nickelgehalt lässt sich aus denselben zuweilen mit Vortheil gewinnen (Riechelsdorf, Mansfeld). Man findet häufig Nickel in den Rückständen, welche sich bei der Fabrikation des galvanoplastischen Kupfers anhäufen. v. LEITHNER[6]) hat den Kobalt- und Nickelgehalt der Tergove'er Kupfererze und Hüttenproducte bestimmt.

Aluminium verhindert nach TISSIER[7]) schon bei 1 % die Oxydation des flüssigen Kupfers.

---

1) PERCY, Metallurgy. 1861. p. 504.
2) Ibid. p. 504.
3) LEVOL, Répertoire de chim. appliq. Tom. 1, p. 256. — Bgwfd. XVII, 641.
4) Polyt. Centr. 1862. S. 410. — DINGL. Bd. 163. S. 356.
5) Bgwfd. X, 331; XII, 223. — ERDM., J. f. pr. Chem. Bd. 42. S 189.
6) Oest. Ztschr. 1861. S. 133.
7) B. u. h. Ztg. 1862. S. 384.

Schwefel[1]) macht das Kupfer rothbrüchig, desgleichen schon 0,6 % Zink und 0,25 % Zinn.

Silicium[2]) gibt mit Kupfer Verbindungen, welche nach dem Gehalt an ersterem mehr oder weniger spröde und schmelzbar sind und eine weisse Farbe annehmen können. Kupfer mit 1,82 % Silicium liess sich bei einer Bronzefarbe in der Kälte walzen und hämmern, wurde aber in der Hitze brüchig. Bei 5,2 % Silicium entstand eine sehr brüchige, gelblich weisse Legirung. Da durch Glühen von Kohle, Kieselerde und Kupfer Siliciumkupfer entsteht, so kann sich solches wohl beim Hammergaarmachen bilden; man vermochte jedoch im überpolten Kupfer keine Spur von Silicium nachzuweisen.

Phosphor[3]) erhöht die Schmelzbarkeit und Härte des Kupfers; bei 1½ % davon lässt sich dasselbe noch in der Kälte walzen, nicht aber in erhöhter Temperatur. Bei einem grösseren Phosphorgehalt wird dasselbe auch in der Kälte brüchig. Die Farbe der Verbindung geht je nach dem Phosphorgehalt von Roth (1½ %) in Stahlgrau (11 %) über.

RUOLZ[4]) stellt Legirungen von Silber, Kupfer, Zink und Nickel mit ½—2 % Phosphor dar. Letzterer erhöht die Schmelzbarkeit, Weisse und Homogenität, aber nicht die Geschmeidigkeit. Soll eine solche Legirung gewalzt werden, so entfernt man zuvor den Phosphor dadurch, dass man die Legirung mehrere Stunden mit Holzkohle in einem verschlossenen Tiegel in Rothglühhitze erhält.

Nach TISSIER[5]) übt das Natrium auf das Kupfer eine stark reinigende Wirkung aus. Dasselbe verbindet sich direct mit Schwefel, Phosphor und Arsen, erzeugt mit Antimon, Wismuth und analogen Metallen sehr oxydirbare Legirungen, reducirt Kupferoxydul und das Natron oxydirt Kohle und Silicium. Vielleicht gründet sich hierauf das von D'ARCET und BERTHIER[6]) beobachtete Verhalten, dass kali-

1) ERDM., J. f. pr. Chem. X, 237.
2) B. u. h. Ztg. 1856. S. 338. — Polyt. Centr. 1858. S. 1513. — PERCY, Metallurgy. I, 282.
3) PERCY, Metallurgy. I, 280.
4) Mining Journ. 1862. p. 164.
5) B. u. h. Ztg. 1862. S. 118.
6) KERL, Rammelsberg. Hüttenpr. 1861. S. 125.

haltige Zuschläge beim Hammergaaren reinigend auf das Kupfer wirken, nicht aber dadurch, dass Kalium vom Kupfer aufgenommen wird.

Auf die Gesundheit der Arbeiter wirkt Kupfer weit weniger schädlich, als Blei, oder gar nicht ein.[1])

2) Gaarschlacken, Gaarkrätze. Dieselben werden gewöhnlich verwaschen und beim Gaarmachen oder bei sonstigen Schmelzarbeiten zugesetzt.

3) Glühspahn, Kupferasche, oxydirtes Kupfer, wird entweder an die Kupferschmelzarbeiten abgegeben oder zur Darstellung von Vitriolen benutzt (Unterharz). THOMSON[2]) empfiehlt, ein Eisen, Antimon, Arsen etc. enthaltendes Kupfer dadurch zu reinigen, dass man 100 Theile davon mit 10 Thln. Kupferhammerschlag und 10 Thln. gepulvertem Bouteillenglas zusammenschmilzt. Versuche, Altenauer Glimmerkupfer nach dieser Methode zu reinigen, ergaben, dass man nur durch mehrere Schmelzungen ein gutes Kupfer erhalten kann, wo dann die Reinigungskosten zu bedeutend werden.

## §. 70. Beispiele für die Verschmelzung blei-, silber- und goldfreier Erze nach der deutschen Methode.

### I. Schmelzen in Sumpföfen.

Atvidaberg. A. Atvidaberg's Kupferwerk bei Linköping in Erze. Ostgothland in Schweden.[3]) Man theilt die zur Verschmelzung kommenden Erze[4]) in Weicherze (Blötmalm) und Harterze (Hardmalm). Erstere, nur von der Bersbogrube geliefert, bestehen aus einem Gemenge von Zinkblende, Kupferkies, etwas Schwefelkies, Magnetkies und Magneteisenstein, ferner etwas Glimmer, Quarz, wenig Granat, selten etwas Kalkspath und höchst selten Spuren

1) B. u. h. Ztg. 1848. S. 777. — BROCKMANN, metallurg. Krankheiten des Oberharzes.

2) Bgwfd. II, 31. — DINGL. Bd. 73. S. 283.

3) BREDBERG im Bgwfd. XIII, 401; B. u. h. Ztg. 1850. S. 193. — AHREND in: B. u. h. Ztg. 1859. S. 69. — PERCY, Metallurgy. I, 395, 502.

4) Erzvorkommen: v. COTTA's Erzlagerstätten. II, 525. — TURLEY. Schwedens Erzlagerstätten, in: B. u. h. Ztg. 1861. S. 382.

von Bleiglanz. Die Zinkblende bildet durchschnittlich $^1/_3$ der ganzen Masse. Hardmalm kommt auch von Bersbogrube und überwiegen darin Quarz und Silicate die Schwefelungen; es sind Gemenge von Kupferkies, Blende und wenig Schwefelkies mit viel Quarz, Glimmer, Feldspath, Eckebergit und Granat. Im Hartmalm von Mormor-, Hagen- und Malmvik-Grube fehlt die Zinkblende im Gemenge von Kupferkies, wenig Schwefelkies und zuweilen Magnetkies mit sehr viel Quarz oder Silicaten fast ganz, dagegen tritt zu Hagen bisweilen Buntkupfererz und zu Malmvik Kobalterz, krystallisirt in Kupferkies eingewachsen, auf. Die Erze enthalten durchschnittlich 5% Kupfer.

Aeltere Schmelzprozess. Bis zum Jahre 1844 wurden die Weicherze in grossen offenen Stadeln geröstet, wobei ein Zusammenschmelzen und in Folge dessen eine nur unvollständige Röstung stattfand. Das Röstgut wurde mit den ungerösteten Harterzen in 3förmigen 4—5 Ellen hohen Suluöfen[1]) verschmolzen, wobei neben Kupferstein mit 18% Kupfer in Folge der schlechten Röstung viel Eisensauen und zinkische Ofenbrüche und namentlich wegen unvollständiger Zerlegung der Zinkblende beim Rösten Skumnas (S. 351) mit bis 10—12% Kupfer in reichlicher Menge entstanden, welche zu bedeutenden Kupferverlusten führten. Der Kupferstein wurde in gemauerten Stadeln 7—8mal zugebrannt, auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses im kleinen Herd gaar gemacht.

Neuere Verfahren. Durch zweckmässigere Röstung der Erze ist man bemüht gewesen, die Skumnasbildung möglichst zu vermeiden, und durch passende Ofenconstruction und zweckentsprechende Beschickung an Brennmaterial zu sparen und einen reineren Schmelzgang herbeizuführen, auch dabei die alten Skumnashalden mit aufzuarbeiten, indem man etwa $^1/_3$ davon als werthlos aushält und das Uebrige mit durchschn. $2^1/_2$% Kupfer mit verschmilzt. Der jetzige Schmelzprozess umfasst nachstehende Operationen:

Röstung. 1) Röstung der Erze. Weicherz wird 2mal, Harterz

1) Sulu bezeichnet das während der Röstung durch die Hitze zusammengesinterte Erz.

von Bersbogrube wegen des Blendegehalts, sowie Skumnas einmal und Harterz von den andern Gruben gar nicht geröstet. Die Röstung geschieht:

a) in freien Haufen, noch am meisten üblich. Ein ebener Platz von 28—30 Fuss Quadrat wird 8—12 Zoll hoch mit Holz belegt, darauf kommen bis zu 10—12 Fuss senkrechter Höhe abwechselnde Lagen von Erz und Kohlenlösche (S. 343), zu oberst und an die Seiten eine 3—6 Zoll dicke Lage Erz- und Grubenklein. Nachdem der Haufen 4—6 Wochen gebrannt, wird er unter Zerschlagung der groben Stücke bis zu Faustgrösse ins zweite Feuer gebracht.

Für die strengflüssigeren Skumnas macht man, um die Hitze besser zusammenzuhalten, die Haufen grösser, gibt ihnen 30—50 Fuss [1]) Länge und 10—20 Fuss Höhe, indem man eine $1\frac{1}{2}$ Fuss starke Holzlage nimmt und 3—4 Lagen Lösche in verschiedenen Höhen in den Haufen mengt. Dieser brennt 4 Wochen.

b) in Stadeln von 28 Fuss Länge, 10 Fuss Höhe und 14 Fuss Breite, nach vorn oben schräg abgekantet. Zu unterst kommt 1 Fuss hoch Rösteholz, dann 4 Fuss hoch Weicherz in Stücken von 20—30 Pfd. Gewicht, darüber 4 Zoll hoch Kohlenlösch, dann 3—4 Fuss hoch Erz, wieder 4 Zoll hoch Kohlenlösch u. s. f., bis die gefüllte Stadel 4 Schichten Erz und 3 Lagen Lösche hat. Oberfläche und Vorderseite werden mit kleineren Erzstücken 1—2 Z. hoch bedeckt. Eine Stadel von 600—900 Schiffspfund Inhalt brennt 4—6 Wochen und verbraucht man 216—224 schwed. Cubikfuss Holz und 2—3 Last Lösche. Beim zweiten Feuer nimmt man die Holzlage $1\frac{1}{2}$ Fuss, die Kohlenlagen bis zu 6 Zoll stark. Dasselbe steht 3—4 Wochen und liefert bis zu Hühnerei-

1) 1 schwed. Fuss = 0,296901 Meter. — Kohlengemäss in Schweden: 1 Last à 12 Tonnen à 5,6 schwed. Cbkfss. Zu Atvidaberg fasst das Tonnengemäss 6,28 Cbkfss. Kohlen à 60 Schiffspfd. Victualiengewicht oder 75 Schiffspfd. stapelstädtisches Gewicht. — 1 Schiffspfd. Stapelst. = 20 Liespfund à 20 Skalpfund = 272 deutsche Zollpfd. à $\frac{1}{2}$ Kilogr. 1 Schiffspfd. Victualiengewicht = 20 Liespfd. à 20 Skalpfd. = 340 Zollpfd. (Wo nichts näher bemerkt ist, gilt das stapelstädt. Gewicht.) 1 schwed. Centner = 120 Skalpfd stapelst. Gew. à 339,732 Grm. = 40,78 Kil.

grösse zerschlagenes Schmelzgut. Das Erz ist gut geröstet, wenn demnächst ein Rohstein mit 20—30 % Kupfer erfolgt.

Im Jahre 1859 sind 85 Haufen im ersten und 59 Haufen im zweiten Feuer verröstet und dabei 31369 Ctr. Holzkohlen und 480,5 Maass à 324 Cbkfss. Holz verbraucht. Das Rösten geht im Accord und im Tagelohne.

Beschicl

2) Roh- oder Suluschmelzen. Man beschickt die vorwaltend kieseligen Erze in solcher Menge mit basischen Substanzen (gerösteten Skumnas und Schwarzkupferschlakken, zuweilen auch Kalk), dass eine Bisilicatschlacke (S. 351) mit etwa 45 % Kieselsäure entsteht. Früher, als man statt der Koks noch theure Holzkohlen anwandte und deshalb nur die reichsten Erze (Weicherze) verschmelzen konnte, bedurfte es eines Zuschlages von Quarz. Man richtet nicht, wie sonst meist, Beschickungsschichten durch Ausbreiten von Erzen und Zuschlägen übereinander her, sondern wiegt zu jedem Satze auf einer Schnellwaage Beschickungsbestandtheile und Brennmaterial ab. Eine solche Charge bestand im Jahre 1859 durchschnittlich aus 0,60 Ctr. 2mal geröstetem Weicherz, 0,60 Ctr. einmal geröstetem Harterz, 0,20 Ctr. reichem Erz, 0,40 Ctr. unreinen Schlacken und 0,20—0,40 Ctr. Schwarzkupferschlacken, zusammen 2—2,2 Ctr. Beschickung auf 0,30 Ctr. Koks oder 0,60 Ctr. Kohlen. 1 Thl. englische Koks ist in seiner Wirkung 2 Thln. Holzkohle gleich. Während man mit 1 Thl. Holzkohlen 4 Thle. Beschickung verschmilzt, setzt man mit 1 Thl. eines Gemenges von Koks und Holzkohlen 5 Thle. Beschickung durch.

Brenr materi

Schme öfen

Man hat dreierlei Ofenconstructionen, nämlich 4förmige Oefen, von Bredberg erbaut (Bd. I. S. 442, Taf. IX. Fig. 220—222) und mit etwas, gegen die in der Zeichnung enthaltenen, veränderten Dimensionen, ferner 3förmige Oefen von Carlberg (Taf. IV. Fig. 79—81) zur Ersparung von Brennmaterial erbaut und 4förmige Oefen mit 10 Fuss über dem Boden beginnendem, 1 Fuss dicken Schachtscheider, zuerst bei Verwendung von Koks in Betrieb gesetzt, um ein gleichmässiges Niedergehen der Gichten zu veranlassen. In Fig. 79—81 auf Taf. IV. bezeichnet *a* feuerfesten Talkschiefer, *b* Barnsteine, *c* Eisen, *d* Kupfer, *e* Tümpeleisen, *f* Leder, die Puncte Sandfüllung, *g* Granit. Das zum Zumachen dienende Gestübbe besteht aus 1 Thl.

[redacted]



Sand und 2 Thln. Lehm. Während nach AHREND (c. l. S. 69) die CARLBERG'schen Oefen im Vergleich zu den BREDBERG'schen eine Brennmaterialersparung gestatten, ist dies nach MALMQVIST (PERCY c. l. p. 398) umgekehrt und die BREDBERG'schen Oefen fördern auch mehr. Auch in Kongsberg[1]) geben die BREDBERG'schen Oefen sehr günstige Resultate. Die Dimensionen eines BREDBERG'schen Ofens mit Schachtscheider und eines CARLBERG'schen sind nachstehende:

| | BREDB. Ofen. | CARLB. Ofen. |
|---|---|---|
| Höhe von der Herdsohle bis zur Gicht . . . | 24 F. — Z. | 18 F. — Z. |
| „ „ „ „ „ z. Schachtscheider | 10 „ — „ | — „ — „ |
| „ „ „ „ „ zu den Düsen . . | 4 „ — „ | 4 „ — „ |
| „ „ „ „ „ zum Tümpeleisen | 2 „ 6 „ | 2 „ 6 „ |
| „ „ „ „ „ zum Herdblech . | 2 „ 3 „ | 2 „ 3 „ |
| Weite auf der Herdsohle . . . . . . . . . | 3 „ 8 „ | 3 „ 8 „ |
| „ in der Formhöhe . . . . . . . . . . | 4 „ — „ | 3 „ 10 „ |
| „ 8 Fuss über der Herdsohle . . . . . | 6 „ — „ | 4 „ — „ |
| „ an der Gicht . . . . . . . . . . . | 6 „ — „ | 3 „ 6 „ |
| Tiefe auf der Herdsohle . . . . . . . . . | 5 „ 6 „ | 5 „ 4 „ |
| „ im Niveau des Vorherdes . . . . . . | 6 „ — „ | — „ — „ |
| „ im Niveau des Tümpeleisens . . . . . | 2 „ 6 „ | 2 „ 8 „ |
| „ 8 Fuss über der Herdsohle . . . . . | 2 „ 6 „ | — „ — „ |
| „ an der Gicht . . . . . . . . . . . . | 1 „ 9 „ | 1 „ 10 „ |

Die Formen liegen nahe horizontal oder haben ein geringes Stechen und bestehen aus einer etwa 6 Fuss langen, 8—9 Zoll breiten und 3/4 Zoll dicken Eisenplatte, durch Umbiegen vorn zu einem Formmaul gestaltet. Wird dieses beschädigt, so lässt sich leicht ein neues in der Schmiede herstellen. Die kupfernen Düsen haben 1 1/2 Zoll Dchm. und sind durch einen Lederschlauch mit dem Windständer verbunden. Doppeltwirkende Cylindergebläse (WACKLER, Bd. I. S. 612) liefern den Wind.

Da in Folge der Anlieferung ärmerer Erze auf eine Brennmaterialersparung möglichst Bedacht genommen werden muss, so versucht man seit 1861 das Schmelzen mit durch die Gichtgase erhitzter Luft.

Schmelzgang. Man schmilzt bei 10 Lin. Windpressung mit einer 4 bis 6 Zoll langen Nase, räumt, wenn sie dunkel wird, und gibt auch wohl einen leeren Kohlensatz, wenn sie zu sehr

1) B. u. h. Ztg. 1855. S. 257.

anwächst, schwächt aber den Erzsatz nicht. Im Anfange gehen durch einen 3förmigen Ofen in 24 Stunden 80—90 Sätze, durch einen 4förmigen 90—100 und später 100—110 Sätze. Man untersucht Herd, Vorherd und Brust öfters auf Ansätze und lässt etwa 60 % der Schlacke mit 1/4—1/2 % Kupfer als rein in ein Sandbett zur Seite des Vorherdes fliessen; die aus dem Herde abgehobene Schlacke mit 3/4 bis 1 1/4 % Kupfer kommt wieder zum Schmelzen. Sobald sich der Herd mit Stein von 20—30 % Kupfer gefüllt hat (alle 48—72 Stunden), sticht man denselben in Sandformen ab und zerschlägt ihn nach zwei Tagen, wenn er erkaltet, in faustgrosse Stücke. Nachdem Herd und Vorherd gereinigt, verschliesst man den Stich mit einem Holzpflock (Bd. I. S. 466). Man erhält 13—25 Schiffspfd. Rohstein und 17 bis 20 % von dem Gewicht der Charge. Die gute Beschaffenheit der Schlacke begünstigt die Absonderung des Steines. Nach 2 Monaten des Betriebes und dann alle Monate müssen die zinkischen Ofenbrüche weggekeilt werden, wobei man den Ofen 6—7 Fuss tief niedergehen lässt und das Gebläse abstellt. Die Schmelzcampagnen dauern 8—10 Monate.

Man erhält nachstehende Producte: Producte.

a) Rohstein mit 25—30 % Kupfer, wird geröstet.

b) Roh- oder Suluschlacke, Bisilicat, grau oder gelblich grau, glasig, mit durchschnittlich 1/4 % Kupfer.

c) Eisensauen, lassen sich, namentlich wenn sie längere Zeit an der Luft gelegen haben, leicht zerkleinern, enthalten viel Schwefeleisen und Schwefelzink mit sehr wenig Schwefel, an 6—12 % Kupfer und werden beim Rohschmelzen oft in Stücken von mehreren Centnern Gewicht zugeschlagen.

d) Schur, wird im gröberen Zustande bei der Roharbeit direct zugeschlagen, die feinere vorher verwaschen.

e) Zinkische Ofenbrüche, werden nicht weiter benutzt.

Im Jahre 1859 wurden 149273 Ctr. 2 mal geröstetes Weicherz, 176496 Ctr. Harterz, 44028 Ctr. Reicherz, 119951 Ctr. unreine Schlacken und 75384 Ctr. Schwarzkupferschlakken, zusammen 565132 Ctr. mit 79189,60 Ctr. Koks und 32228,90 Ctr. Holzkohlen verschmolzen und 119092 Ctr. Rohstein producirt, und zwar in 24 Stunden 69 Ctr. und Production.

24,32 % von der Charge. Auf 1 Ctr. Rohstein gingen 0,665 Ctr. Koks und 0,270 Ctr. Holzkohle und auf 1 Ctr. Beschickung 0,140 Ctr. Koks und 0,056 Ctr. Holzkohlen. Vor jedem Ofen arbeiten 2 Schmelzer und 2 Vorläufer in 8stündigen Schichten und jeder erhält resp. 3 und $2^1/_3$ Schilling Banco [1]) pro Schiffspfund ausgebrachten Rohstein.

**Rohsteinröstung.** 3) Rösten des Rohsteines. Dieses geschieht in Stadeln von 11 Fuss Länge, 4—5 Fuss Breite, 5 Fuss Höhe und 100 Ctr. Fassungsraum. Man gibt bei der ersten Röstung eine 8 Zoll hohe Holzunterlage und darauf den Stein ohne Einmengung von Holzkohle, beim 2ten Feuer $1^1/_2$ Mss. Kohle über das Holz, beim dritten 5 Mss. theils übers Holz, theils mitten in den Haufen, beim 4ten 8 Mss. und beim 5ten 10 Mss. in ähnlicher Weise; beim 6ten vertheilt man 12 Mss. aufs Holz und in 2 Lagen in den Stein. Die ganze Röstung dauert 7—8 Wochen und geschieht von 12 Arbeitern im Accord, welche dafür zusammen 32 Schill. Banco pro Schiffspfd. Gaarkupfer, welches das Kupferwerk producirt, erhalten. Im Jahre 1859 gingen auf 1204 Haufwerke à 100 Ctr. 32256 Ctr. Holzkohlen und 455 Mss. à 400 Cubikfss. Holz.

**Schwarzmachen.** 4) Schwarzkupferschmelzen. Der geröstete, an Basen reiche Rohstein bedarf kieseliger Zuschläge in solcher **Beschickung.** Menge (hauptsächlich 10—20% reiner Erzschlacke), dass eine Singulosilicatschlacke entsteht. Die Beschickungsbestandtheile werden, wie beim Erzschmelzen, abgewogen und ebenso chargirt. Eine Charge besteht z. B. aus 2 Ctr. geröstetem Rohstein, 0,20—0,40 Ctr. kupferreichen Rückständen (Gaarschlacke, Dünnstein etc.), 0,20—0,40 Ctr. Erzschlacken, 0,0—0,10 Ctr. Quarz und 0,60 Ctr. Holzkohlen.

**Schmelzofen.** Sowohl die Bredberg'schen (Taf. IV. Fig. 82, 83: *a* Herd, *b* Vorwand, *c* Formen), als auch die Carlberg-schen Oefen (Taf. IV. Fig. 85—87, Buchstaben bedeuten dasselbe, wie in Fig. 79—81, S. 421) sind 2förmig, enger als die Erzöfen und als Tiegelöfen (S. 378) zugemacht. Die Formen haben $3^1/_2{}^0$ Neigung, liegen 2 Fuss über der Ofen-

1) 1 Riksdaler Riksmynt = 48 Schilling (à 18 Rundstück) = $^3/_4$ Thlr. preuss.; 1 Riksdaler Banco = 48 Schill. = $1^1/_2$ Riksd. Riksmynt = $^9/_{16}$ Thlr. preuss.

sohle und der Wind strömt durch $1^1/_4$ Zoll weite Düsen bei 10 Lin. Quecksilberpressung aus. Im Jahre 1859 hat man einen dreiförmigen Ofen mit Schachtscheider gebaut und ist dadurch zu einer Verringerung des Brennmaterialverbrauches von 19 % und einer Erhöhung der Production um 23 % gelangt, wobei man die Gase, um die Reduction des Eisenoxydes möglichst zu beschränken, in 8 Fuss Höhe über dem Herd theilweise ableitet und sie zur Dampfkesselheizung verwendet. Dieser Ofen hat nachstehende Dimensionen:

| | Fss. | Zll. | | Fss. | Zll. |
|---|---|---|---|---|---|
| Höhe von der Herdsohle bis zur Gicht . . . . | 17 | 3 | | — | — |
| " " " " " zum Schachtscheider | 6 | 6 | | — | — |
| " " " " " zu den Düsen . . . | 2 | 0 | | — | — |
| Dimensionen auf der Herdsohle . . . . . . . | 2 | 4 | × | 2 | 0 |
| " im Niveau der Formen . . . . . | 2 | 10 | × | 2 | 6 |
| " 6 Fuss über der Sohle . . . . . | 4 | 6 | × | 2 | 6 |
| " an der Gicht . . . . . . . . . | 2 | 6 | × | 1 | 6 |
| Stärke des Schachtscheiders . . . . . . . . . | — | — | | 0 | 6 |

Der Sohlstein wird mit einer Lage von Gestübbe und Lehm versehen, die Brust bis auf 6 Zoll über den Wallstein zugemauert und die Oeffnung mit Sand grösstentheils verschlossen.

Man schmilzt mit 4 — 6 Zoll langer Nase und sticht, Schmelzgang. wenn die Schmelzmassen bis nahe unter den Formen stehen, durch eine in dem Sande hervorgebrachte Rinne die Schlacke in eine mit muldenförmigen Vertiefungen versehene Schlakkentrifft von Sand ab, später lässt man, um das Schwarzkupfer rein abzustechen, Stein und Schlacke zusammen ab. Ersterer setzt sich dann meist in den beiden ersten Vertiefungen der Schlackentrifft ab und fliesst aus den Schlackenstücken aus, wenn man dieselben noch rothglühend umkippt und von einander schlägt. Das Schwarzkupfer sticht man alle 2 — 3 Tage durch den Stich in eine abgewärmte, etwa 36 Fuss lange und mit 9 Scheidewänden versehene Gosse ab, wovon die nachfolgende Wand immer 2 Zoll tiefer liegt, als die vorhergehende. Man hält das Kupfer mit Kohlen bedeckt, damit es in sämmtliche Abtheilungen gelangen kann, und bricht, um die einzelnen Blöcke zu trennen, die Scheidewände auf, so lange das Kupfer noch glühend ist. Man

erhält jedesmal an 20—25 Schiffspfd. Schwarzkupfer. Die Oefen machen 4—6monatliche Campagnen.

Producte. Die Schmelzproducte sind folgende:

a) Schwarzkupfer, etwa 20—30 % vom Gewicht der Beschickung; zum Gaarmachen. Solches Schwarzkupfer enthielt nach einer Analyse aus der Fahluner Bergschule: 94,39 Cu, 2,04 Fe, 1,55 Zn, 0,63 Co u. Ni, 0,07 Sn, 0,19 Pb, 0,11 Ag, 0,80 S.

b) Dünnstein mit 55—72 % Kupfer, beim niedrigsten Gehalt rothblau, beim höchsten stahlgrau; wird beim Rohsteinrösten ins dritte Feuer gegeben.

c) Schlacke, Bisilicat, zum Erzschmelzen.

d) Eisensauen von rother Farbe, hauptsächlich Eisen mit grösserem Kupfergehalt, sehr schwierig zu zerkleinern. Dieselben werden oft in grossen Blöcken in einem Herd (Taf. IV. Fig. 84, Bedeutung der Buchstaben wie in Fig. 79—81) auf Schwarzkupfer verblasen. Die beiden Formen desselben, 1 Fuss weit auseinander, haben 26° Neigung, 1½ Zoll Rüsselweite, ragen 8 Zoll in den Herd hinein und liegen an der Brandmauer 6 Zoll, mit dem Rüssel 1½ Zoll über der Herdoberfläche. In 60 Stunden verbläst man eine Sau von 90—100 Ctrn. mit 7½ Lasten Kohlen, macht das erfolgende Schwarzkupfer gaar, gibt den gebildeten Stein in ein Rohsteinfeuer zum Rösten und die Verblasenschlacke zu dem Erzschmelzen.

e) Gichtgase, zur Dampfkesselheizung benutzt.

Production. Im Jahre 1859 wurden verschmolzen in 780 Schmelztagen à 24 Stunden mit 50935,5 Ctr. Holzkohlen: 120400 Ctr. gerösteter Rohstein, 14613 Ctr. kupferreiche Rückstände von anderen Prozessen und 14667 Ctr. Erzschlacken, zusammen 149680 Ctr., und es erfolgten davon 26885,20 Ctr. Schwarzkupfer oder in 24 Stunden 34,47 Ctr. oder 19,91 % von geröstetem Rohstein und Rückständen. Auf 1 Ctr. Schwarzkupfer gingen 1,89 Ctr. Kohlen, auf 1 Ctr. Beschickung 0,32 Ctr. Kohlen.

Vor jedem Ofen lösen sich 2 Schmelzer und 2 Vorläufer in 8stündigen Schichten ab und jeder derselben erhält resp. 3 und 2⅓ Schill. Banco pro Schiffspfd. Gaarkupfer, welches das Kupferwerk liefert.

5) Gaarmachen des Schwarzkupfers. Bei der Reinheit des Schwarzkupfers lassen sich grössere Quantitäten in grösseren Herden gaarmachen. Diese haben 2—$2\frac{1}{2}$ F. Durchmesser und 15—18 Z. Tiefe und bestehen aus Sand und Thon. Die kupferne Form mit $1\frac{1}{4}$ Z. weitem Rüssel ragt bei 45° Neigung 4 Zoll vor der Brandmauer hinaus und entlässt den Wind mit 30—40 Lin. Pressung. Herd.

Man füllt den Herd mit Kohlen, legt an die Seiten Schwarzkupferstücke und auf diese 3 Blöcke übereinander, bedeckt mit Kohlen und schmilzt ein. Die eisenreiche, anfangs bläuliche Schlacke wird, wohl bei Zusatz von Quarz, mehrmals abgezogen (S. 391) und sobald der Gaarspan ein noch etwas junges Kupfer mit messinggelber Farbe zeigt, so schöpft man dasselbe mittelst einer in einer Kette hängenden Kelle in Formen aus, indem man dasselbe im Herd mit Kohlenlösch bedeckt hält. Schmelzgang.

Man macht 7—9 Schiffspfd. Schwarzkupfer in 4—$4\frac{1}{2}$ Stunden gaar, und es erfolgen bei etwa 10 % Abgang $6\frac{1}{4}$ bis 8 Schiffspfd. Gaarkupfer.

Es erfolgen: Producte.

a) Gaarkupfer von grosser Güte, welche indess der des russischen Kupfers nicht gleich kommt. Ein solches Kupfer enthielt nach einer in der Fahluner Bergschule damit vorgenommenen Analyse: 99,460 Cu, 0,011 Fe, 0,110 Co und Ni, Spur Sn und Pb, 0,065 Ag, 0,0015 Au, 0,017 S.

b) Gekrätz, geht in die Schmelzarbeiten zurück.

Im Jahre 1859 wurden 26885,20 Ctr. Schwarzkupfer mit 11088 Ctr. Kohlen auf 22984,27 Ctr. Gaarkupfer verarbeitet, so dass auf 1 Ctr. Gaarkupfer 0,48 Ctr. Kohlen kommen. Man erhält durchschnittlich vom Schwarzkupfer 85,5%, vom Rohstein 19,09 %, vom Erz 5,82% und von Erz und Schlacken 4,64 % Gaarkupfer. Der Kupferverlust beträgt etwa $\frac{1}{2}$ % von dem Gewicht der Rohmaterialien. Production.

Im Jahre 1861 ist ein englischer Flammofen zum Kupferraffiniren mit Holzkohlengasfeuerung erbaut.

Jeder Gaarmacher erhält von dem sämmtlichen erzeugten Gaarkupfer pro Schiffspfd. $3\frac{1}{3}$ Schill. Banco, jeder Gaarknecht $2\frac{2}{3}$ Schill. Banco.

Die Schmelzkosten sind auf 1 Ctr. Gaarkupfer nachstehende:

| Materialien für 1 Ctr. Gaarkupfer. | Riksdaler Riksmynt. | Riksdaler Riksmynt. |
|---|---|---|
| für 15,27 Ctr. Erz, Gewinnung und Anfuhr | à Ctr. 0,66 | = 10,08 |
| Röstung . . . . . . | | = 0,21 |
| „ 6,23 „ Rückstände, Schlacken, Umschmelzen etc. . . . . . | „ 0,10 | = 0,62 |
| „ 5,23 „ Stein, Transport, Zerkleinern etc. . . . . . . | „ 0,265 | = 1,39 |
| „ 1,17 „ Schwarzkupfer, Schmelzen, Gaarmachen, Steinröstung | „ — | = 0,83 |
| „ 3,48 „ Koks . . . . . . . . . . | „ 1,86 | = 6,36 |
| „ 6,87 „ Holzkohle zum Schmelzen u. Raffiniren . . . . . . | „ 0,80 | = 5,50 |
| „ 6,77 Cbfs. Holz zum Erzrösten . | à Cbfs. 0,04 | = 0,27 |
| „ 7,92 „ Holz zum Steinrösten . . | „ — | = 0,32 |
| | Zusammen | 25,58. |

Die Gesammtkosten incl. der Kosten für Verwaltung, Krankengelder etc. belaufen sich auf 42,16 Riksdal. Riksmynt.

Fahlun. B. Fahluner Schmelzprozess.[1]) Derselbe ist von dem Atvidaberger Prozess nicht wesentlich verschieden, Erze. auch sind die Erze[2]) ähnlich, nur ist der 1—2 % Kupfer enthaltende Blötmalm reicher an Schwefelkies und ärmer an Zinkblende und enthält öfters Bleiglanz, welcher möglichst ausgeschieden wird. Der Hart malm mit 3—4 % Kupfer enthält ausser Kupfer- und Schwefelkies hauptsächlich Quarzgestein, Talkschiefer und andere Talksilicate, zuweilen wenig Magneteisenstein und Kalkspath, selten Zinkblende und Bleiglanz.

Röstung. 1) Erzröstung. Hartmalm wird gar nicht, Blötmalm einmal in Stadeln 3—4 Wochen lang in Quantitäten von 450

1) Winkler in: Erdm. J. f. ök. u. techn. Ch. III, 285; IV, 310; XII. 207, 318. Ann. d. min. 3 sér. XVI, 643. — Hausmann, skandin. Reise V, 160. — Russegg. Reisen IV, 630. — Polyt. Centr. 1850. S. 500. — Rammelsberg, Metallurgie S. 218. — Daubrée, die metallführenden Lagerstätten Schwedens und Norwegens. Bgwfd. VIII, 289, 305. Bredberg im polyt. Centr. 1850. S. 507, 549. — Ahrend in: B. u. h. Ztg. 1859. S. 91.

2) Erzvorkommen: Cotta's Erzlagerst. II, 525. — Stapff in: B. u. h. Ztg. 1861. S. 195.

Schiffspfd. [1]) mit $^1/_2$—$^3/_4$ Klftr. à 324 Cbfs. Holz geröstet, wobei man zuweilen in einem, vom obern Theil der Stadel abgehenden und in ein geschlossenes Häuschen mündenden Canal Schwefel auffängt.

2) Erzschmelzen. Das Verschmelzen der aus 1 Harterz, 2 geröstetem Weicherz, 10—30 % Schwarzkupferschlacke und darüber gestreutem, ungerösteten reinen Kupferkies bestehenden Beschickung geschieht in 3förmigen 6—9 Ellen à 2 Fuss hohen Oefen von der Atvidaberger Construction, nur haben sie einen engeren und kürzeren Vorherd; Düsendurchmesser $1^1/_4$—$1^1/_2$ Zoll, Windpressung 5—7 Linien. Rohschmelzen.

Man sticht alle 2 Tage etwa 20 Schiffspfd. Rohstein (Analysen Bd. I. S. 749) mit 10—16 % Kupfer ab, welcher in Stadeln 4—5mal in Quantitäten von 40—45 Schiffspfd. mit 90—100 Cbfs. Holz und 270—300 Cbfs. Kohlen abgeröstet wird. Da die Beschickung leichtflüssiger, als zu Atvidaberg ist, so verbraucht man beim Schmelzen etwas weniger Brennmaterial. Die erfolgende Bisilicatschlacke (Bd. I. S. 854) enthält etwa 44 $\dddot{Si}$, 46 $\dot{Fe}$, 4 $\dddot{Al}$, 1,2—7 % $\dot{Mg}$ und zuweilen 3—4 % $\dot{Ca}$. Dauer der Campagne 8—10 Wochen.

3) Schwarzkupferschmelzen. Der geröstete Rohstein wird unter Bildung einer dem Singulosilicate sich nähernden Schlacke mit Quarz und Suluschlacke beschickt (z. B. als Satz für 1 Tonne Kohlen in Verhältnissen von 6 : $1^1/_2$ : $1^1/_2$ oder 7 : 2 : 2, je nachdem man eine kieselerdereichere Schlacke für angemessener hält oder durch geringere Zuschläge Kohlen zu sparen glaubt) und, ähnlich wie zu Atvidaberg, in 2förmigen 2—3 Fuss weiten und $2^1/_2$ Fuss tiefen Oefen verschmolzen. Man sticht Stein und Schwarzkupfer in eine angewärmte 8 Fuss lange, unten 12 Zoll, oben 15 Zoll weite und 1 Fuss hohe gusseiserne Form ab, zieht den Stein und anhaftende Schlacke mit einer Holzkrücke von der Oberfläche des Kupfers weg und theilt dieses durch Eindrücken zweier Setzeisen in drei Theile. Der Schwarzmachen.

1) Hier gilt das Victualiengewicht (S. 420).

Dünnstein (Bd. I. S. 750) geht in die Schwarzkupferarbeit zurück.

Production. Im Jahre 1854 erfolgten von 4319 Schiffspfd. Rohstein 544 Schiffspfd. Schwarzkupfer und man verbrauchte pro Schiffspfd. ausgebrachtes Schwarzkupfer zum Erzrösten 0,026, zum Suluschmelzen 9,14, zum Rohsteinrösten 0,79 und zum Schwarzkupferschmelzen 2,11 Last Kohlen. Die Schwarzkupferschlacken (Bd. I. S. 856) gehen ins Rohschmelzen zurück, das Schwarzkupfer mit 70—90% Kupfer wird zu Avesta[1]) im kleinen Herd (Taf. IV. Fig. 88, 89) gaargemacht. *a* Thon und Sand, *b* Herdgrube, *c* Form, *d* Düse. (Aeltere Analysen von schwedischen Rosettenkupfern in Bd. I. S. 706.)

Neuerungen. In neuerer Zeit ist der Fahluner Prozess nach Dr. Molin wesentlich abgeändert, indem man denselben dem Hüttenprozess zu Oker (§. 71. III. A.) nachgebildet hat, um den Silber- und Goldgehalt der Erze nutzbar zu machen. Dieselben werden einmal geröstet, auf Rohstein verschmolzen, dieser geröstet und auf silber- und goldhaltiges Schwarzkupfer und Kupferstein durchgestochen. Nach dem Todtrösten gibt letzterer Schwarzkupfer, welches beim Gaarmachen ein ausgezeichnetes Rosettenkupfer liefert, zur Messingfabrikation sehr geeignet. Das 0,1 % Silber und Gold enthaltende Schwarzkupfer wird mit verdünnter Schwefelsäure behandelt und der dabei erfolgende Kupfervitriol mit Kohle beim Rösten des Kupfersteins zugesetzt. Der Rückstand von der Schwefelsäurebehandlung, welcher Gold, Silber, Kupfer und Blei enthält wird geröstet, anfangs mittelst verdünnter Schwefelsäure extrahirt, dann durch Erhitzen mit concentrirter Säure Silber und Kupfer als schwefelsaure Salze ausgezogen und daraus das Silber durch Kupfer oder Kochsalz niedergeschlagen. Der goldhaltige Rückstand wird mit Königswasser behandelt, das nicht Gelöste wieder ins Schwarzkupferschmelzen gegeben und aus der Lösung das Gold durch Eisenvitriol gefällt. Man hofft durch nochmaliges Concentriren des Kupfersteins im Flammofen bei Zusatz des Kupfervitriols ein dem Paschkow-Kupfer gleiches Product zu erhalten.

1) Percy. Metallurgy. I. 400.

Dem Fahluner Schmelzprozess ähnlich ist der zu Garpenberg und Näfvequarn [1]) in Schweden. Beim Kupfererzschmelzen zu Garpenberg angewandte erhitzte Gebläseluft [2]) gewährte zwar eine bedeutende Ersparung an Brennmaterial, allein die Schmelzcampagnen wurden wegen Bildung von Eisensauen sehr abgekürzt. (Schlackenanalysen Bd. I. S. 854.) Schmelzprozess zu Garpenberg und Näfvequarn.

Im Jahre 1857 betrug die Kupferproduction [3]) auf den schwedischen Kupferwerken 34078,26 Ctr. sächs.

C. Schmelzprozess zu Röraas in Norwegen [4]). Röraas.

Man macht Kupferkies [5]), welcher mit Schwefelkies und ein wenig Zinkblende in chloritartigen Schiefern einbricht, bei durchschnittlich 5 % Kupfergehalt durch die folgenden Arbeiten zugute: Erze.

1) Erzröstung. Das Rösten geschieht in Haufen von 1000—2000 Schiffspfd. Inhalt, die Schliege theilweise zu oberst und mit Schwefelgewinnung, wie am Unterharz. Auf 100 Schiffspfd. Erz gehen 0,35 Faden Holz [6]) und 1 Sp. 2 Mk. 9 Sk. Arbeitslöhne. Röstzeit 7—12 Wochen. Erzrösten.

2) Erzschmelzen. Man beschickt mit Kupferschlakken auf Singulosilicatschlacke und schmilzt theils in zweiförmigen Tiegelöfen mit offener Brust — von 16 Fuss Höhe und rectangulärem Querschnitt, welcher in der Höhe der Formen 3 und 4 Fuss beträgt — theils in Sumpföfen Rohschmelzen.

1) Winkler, Erfahrungen über die Bildung der Schlacken. 1827. S. 40.

2) Merbach, Anwend. d. erhitz. Gebläseluft. 1840. S. 202.

3) Schwedens Metallproduction: B. u. h. Ztg. 1858. S. 45.

4) Russegger's Reis. IV, 571. — Duchanoy in: Ann. d. min. 2 livr. de 1854. p. 214. (Oesterr. Ztschr. 1856. S. 212.) — Herter in: B. u. h. Ztg. 1855. S. 256. — Percy's Metallurgy I, 411. — Handschriftliche Mittheilungen des norwegischen Bergingenieurs Stalsberg in Kongsberg. — Eggertz in: Jernkontorets Ann. for 1849. S. 275.

5) Erzvorkommen: Durocher in: B. u. h. Ztg. 1855. S. 29. — Duchanoy in: Oesterr. Ztschr. 1856. S. 212. — Herter in: Bgwfd. XIX, No. 9. — Cotta's Erzlagerst. II, 522.

6) 1 Faden = 1 Cubiklachter preuss. = 307,5 Cbfss. 1 Speciesdaler norw. = 5 Mark = 120 Skilling = 1 Thlr. 15 Sgr. preuss. 1 Last Kohlen = $62\frac{1}{2}$ Cbfss. preuss.

(Taf. IV. Fig. 90, 91) bei 1½ Zoll Quecksilberpressung und 6—8 Zoll langer Nase. Man setzt in 24 Stunden 35 Schiffspfd. Beschickung durch und sticht in dieser Zeit den Stein zweimal in Sandformen ab. Auf 100 Schiffspfd. geröstetes Erz, wovon 32—33 Schiffspfd. Rohstein erfolgen, gehen etwa 15½—16 Last, durchschnittlich 977,5 Cbfss. Kohlen bei 4 Sp. 3 Mk. 20 Sk. Arbeitslohn. Dauer der Schmelzcampagne 6 Tage.

Die erfolgenden Producte sind:

a) Rohstein mit 16—18 %, nach EGGERTZ: 22,03 Cu, 52,14 Fe, 25,15 S und 3,00 Rückstand. Derselbe wird in Posten von 100—200 Schiffspfd. in Stadeln in 6—7 Feuern stark zugebrannt, wobei auf 100 Schiffspfd. Stein 2,92 Faden = 888 Cbfss. Holz und 7 Sp. 3 Mk. 12 Sk. Arbeitslohn gehen.

b) Schlacken von folgender Zusammensetzung nach EGGERTZ und STALSBERG:

| $\dddot{Si}$ | $\dddot{Al}$ | $\dot{Ca}$ | $\dot{Mg}$ | $\dot{Fe}$ | Cu |
|---|---|---|---|---|---|
| 28,48 | 9,58 | 1,18 | 11,55 | 50,99 | 0,38 |
| 29,17 | 8,89 | 2,95 | 5,06 | 52,78 | Spur. |

Schwarzmachen. 3) Schwarzkupferschmelzen. Der geröstete Rohstein wird mit 10 % und etwas Schlacken in Tiegelöfen, welche in der Formgegend nur 2 und 3 Fuss Querschnitt haben, auf Schwarzkupfer mit kaum 90 % Kupfer verschmolzen und dabei der Steinfall möglichst vermieden, was aber eine stärkere Kupferverschlackung und Eisensauenbildung zur Folge hat. Die Schwarzkupferschlacke, nach EGGERTZ mit 30,85 $\dddot{Si}$, 4 $\dddot{Al}$, 66,25 $\dot{Fe}$, 0,47 $\dot{Ca}$ und 0,63 Cu wird theils abgesetzt, theils, wenn sie Kupferkügelchen enthält, zur Roharbeit gegeben. Auf 100 Schiffspfd. Gaarrost gehen 25,5 bis 26 Last Kohlen und 9 Spec. 2 Mk. 10 Sk. Arbeitslöhne.

Gaarmachen. 4) Gaarmachen. Bei 6—7 Ctr. Einsatz treibt man die Gaare hoch und erhält in Folge dessen dicke Scheiben, welche als sehr rein unter dem Namen Drontheimer Kupfer in den Handel gehen.

Production. Man verbraucht zu 100 Schiffspfd. Schwarzkupfer an 39 Last Kohlen und 18 Spec. 2 Mk. 13 Sk. Arbeitslöhne. Das

Kupferausbringen beträgt 3,5--6,4 %. Von 100 Schiffspfd. Erz wurden z. B. erhalten 31 Schiffspfd. Stein, 6,25 Schiffspfd. Schwarzkupfer und 5,61 Schiffspfd. Gaarkupfer und darauf kamen für Holz, Kohlen und Arbeitslöhne 60 Sp. 3 Mk. 11 Sk. Kosten. DUCHANOY gibt die Selbstkosten pro metrischen Centner (100 Kil.) zu 123 — 175 Fr. an. Auf 1 Ctr. ausgebrachtes Gaarkupfer kommen 1,6 — 1,8 Lasten à 12 Tonnen Kohlen und die jährliche Production beträgt 5800 — 6500 Ctr.

D. Zu Szaszka[1]) im Banat verschmilzt man in etwa 7 Meter hohen Oefen ein Gemenge von geschwefelten und ochrigen Kupfererzen mit durchschnittlich 1,9 % Kupfer bei Holzkohlen und einem Zuschlag von Schwefelkies, Schwarzkupferschlacken und kalkigen, glimmerigen armen Kupfererzen mit 0,75 % Kupfer. Man erhält beim Rohschmelzen etwa 18 % Rohstein mit 8 — 14 % Kupfer, welcher in Quantitäten von 300 Ctr. in freien Haufen geröstet und mit Quarz, Rohschlacken und Gekrätz in niedrigen Oefen auf Doppellech mit 25 — 40 % Kupfer verschmolzen wird. Letzterer gibt nach dem Gaarrösten im Schachtofen verschmolzen neben etwas Oberlech Schwarzkupfer zum Gaarmachen im kleinen Herde. Szaszka

Die beim Doppellechschmelzen fallenden kupferhaltigen Eisensauen werden noch heiss aus dem Ofen gezogen, zerschlagen, in freien Haufen von 800 — 1200 Centner in 4 Feuern zugebrannt und bei jedem Feuer 12 — 20 % Schwefelkies zugeschlagen. Beim Verschmelzen des Röstgutes fällt ein Stein (Klosslech), welcher geröstet und beim Doppellechschmelzen zugeschlagen wird.

Etwas abweichend sind die Prozesse zu Csiklowa, Dognaska und Moldowa im Banat[2]) (§. 71. III. C.) und in der Buckowina.[3])

E. Rohhütte zu Altgebirg in Ungarn.[4]) Ku- Altgebirg

1) Ann. d. min. livr. 6 de 1846. p. 555. — COTTA's Erzlagerst. II, 287.
2) Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1853. No. 4 S. 808. — Oestr. Ztschr. 1862. S. 277.
3) Ibid. Jahrb. etc. 1854. No. 1. p. 222.
4) Oest. Ztschr. 1861. S. 132. — v. COTTA's Erzlagerst. II, 303. — v. COTTA's Gangstudien IV, 1.

pferkies mit wenig Malachit in Grauwacke, mit bis 80 % Kalkstein beschickt, gibt eine sehr strengflüssige Beschickung, bestehend aus 50,64 $\ddot{\text{S}}$i, 13,00 Cu, 12,12 Fe, 0,76 Sb und As, 16,19 S, 2,67 $\overline{\text{Al}}$, 1,78 $\dot{\text{C}}$a und 0,63 $\dot{\text{M}}$g, welche nur das mässige Aufbringen von kaum 20 Ctr. in einer 12stündigen Schicht zulässt und auf 100 Ctr. Beschickung einen Kohlenverbrauch von meist mehr, als 180 Maass à 6,46 öst. Cbfss. veranlasst. Der Kalkstein enthält an 40 % kohlensaure Magnesia; nimmt man reinen Kalkstein, so bildet sich eine sehr zähe, meist aus Bi- und Trisilicaten der Kalkerde bestehende Schlacke. Die gewöhnlichen Rohschlacken enthalten ausser bedeutenden Mengen von Kieselerde, Kalkerde und Magnesia nur 8—10 % Eisenoxydul. Durch Zutheilung einer bedeutenden Quantität von Eisenoxydul-Singulosilicatschlacken hat man mit dem Kalkzuschlag auf 20 % herabgehen können bei einem Aufbringen von 30—35 Ctr. in 24 Stunden und bei einem Kohlenverbrauch von weniger, als 170 %.

Schwarzkupfer, Leche und Speise werden an die Hütte zu Tajowa[1]) abgegeben.

Schmöllnitz. F. Gelferzschmelzen zu Schmöllnitz in Oberungarn.[2]) Man verschmilzt jährlich an 50—52000 Ctr. im Thonschiefer brechender Kupferkiese[3]) (Gelf- oder Schiefererze) mit 4¼—4½ % Kupfer, 7—7500 Ctr. Erze von Privaten mit etwa 8 % Kupfer und an 10500—11000 Ctr. Cementkupferschliege mit 59—60 % Kupfer. Von der Einlösung werden die Erze ausgeschieden, welche von Königlichen Gruben unter 2 Pfd., von Privatgruben unter 4 Pfd. Kupfer enthalten.

1) Rösten. Die reichen Erze werden sofort verschmolzen, die armen zuvor in Posten von 2000—4000 Ctr. mit einer Unterlage von 0,25 Cbfss. Scheitholz per Ctr. und 0,04 Cbfss. Kohlen per Ctr., welche in offen gelassene Schächtchen gestürzt werden, geröstet. Je nach der Grösse brennt ein Haufen 6—10 Wochen.

1) Oest. Ztschr. 1861. S. 121.
2) Handschriftl. Mittheilungen des k. k. Hüttenmeisters A. Felix durch den k. k. Bergrath Rössner.
3) v. Cotta's Erzlagerst. II, 306. — v. Cotta's Gangstudien IV, 1.

2) Rohschmelzen. Man beschickt 80—86 % geröstete Erze und Schliege mit $3^1/_2$—$4^1/_2$ % Kupfer und 20—14 % rohe Erze mit 8—10 % Kupfer mit 14—20 % Rohschlacken und 5—2 % Quarz, verschmilzt in einer 12stündigen Schicht 130—140 Ctr. Erz und Schlieg und bringt bei einem Brennstoffverbrauch von 28—30 % an 34—40 % Rohstein mit 15—22 % Kupfer aus.

Letzterer wird innerhalb 4 Wochen in 4—5 Feuern mit 0,46 Cbfss. Kohlen und 0,64 Cbfss. Holz per Ctr. zugebrannt. Die Schmelzöfen haben folgende Dimensionen: ganze Höhe 20 Fuss, und zwar von der Gicht bis zu den Formen 14 Fuss und von da bis auf den Bodenstein 6 Fuss. Der runde Schachtraum hat von dem Bodenstein bis zu den Formen 48 Zoll Durchmesser und verengt sich bis zur Gicht bis auf 30 Zoll. Die Formen sind so gestellt, dass, wenn der Ofenraum in der Formhöhe in 3 Theile getheilt gedacht wird, 2 Theile in die Formen zu stehen kommen, während an beiden Grenzen des dritten Theiles die Formen angebracht sind. Letztere haben bei gerösteten Erzen 7—8, bei rohen 4° Neigung. Entfernung von der Sumpfhöhe zu den Formen 26 Zoll, Sumpftiefe 12 Zoll, Höhe der Lagen 34 Zoll. Beim Anlassen des Ofens muss das Feuer rückwärts gedrückt werden und darf nur meistentheils vorn wirken, weil sonst beim stärkeren Ausbrennen des Ofens nach hinten der Stich sehr fest wird. Nase und Gicht hält man dunkel und setzt rückwärts 1, vorn 2—3 Trögel — 2 Fuss lang und 15 Zoll breit — Beschickung auf 1 Füllfass Kohlen.

3) Reichlechschmelzen oder Niederschlagsarbeit. 100 % geröstete Rohleche werden mit 16—20 % Quarz auf 46—57 % Reichleche mit 30—40 % Kupfer verschmolzen bei einem Aufbringen von 125—145 Ctr. geröstetem Rohlech in 12 Stunden und einem Verbrauch von 27 bis 30 % Kohlen. Die Reichleche erhalten 9—10, die Oberleche 6—8 Feuer und erfordern etwa 2,75 Cbfss. Holz und 2,10 Cbfss. Kohlen pro Ctr. Röstgut bei 8 Wochen Röstdauer.

Der Steinschmelzofen hat die Höhe und Weite des Erzofens, Formneigung 10°, Entfernung von der Sumpfhöhe bis zu den Formen 24 Zoll, Sumpftiefe 14 Zoll, Höhe der Lagen 34 Zoll. Man setzt rückwärts bis 2 und nach bei-

den Seiten 2, zusammen 6 Trögel Beschickung auf 1 Füllfass Kohlen.

4) Rohkupferschmelzen mit gerösteten Reich- und Oberlechen und rohen Cementkupferschliegen. Man verschmilzt

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| 70—75 % | Reichlechrost | mit | 30—40 % | Kupfer |
| 10— 9 „ | Oberlechrost | „ | 60—65 „ | „ |
| 16—12 „ | Cementschliege | „ | 59—65 „ | „ |
| 0,5— 1 „ | Gussgekrätz | „ | 17—20 „ | „ |
| 15—18 „ | Quarz | | | |

und bringt davon, unter Verschmelzen von 125—135 Ctr. in 12 Stunden, 30—35 % Rohkupfer mit 93,5—95 % Kupfer und 10—13 % Oberlech mit 60—65.% Kupfer bei einem Verbrauch von 33—35 % Kohlen aus. Uebertritt des Kupfers in das Rohkupfer 72—78 %.

Der Schmelzofen, von der allgemeinen Form des Erzofens, hat 12 Zoll Sumpftiefe, Entfernung von der Sumpfhöhe bis zu den Formen 18 Zoll, Neigung der Form bei armen Rösten 12—14 und bei reichen 10°, Höhe der Lagen 4½ Zoll. Das Setzen der Beschickung geschieht wie bei der Niederschlagsarbeit.

Bei der Erzarbeit hat man 12—20, bei der Niederschlagsarbeit 10—20 % Zugänge, bei der Rohkupferarbeit 5—9 % Abgänge, so dass im Ganzen ein Zugang bis 9 % stattfindet.

Das Schwarzkupfer wird gemeinschaftlich mit dem Schwarzkupfer von der Fahlerzarbeit (§. 82. B.) gaargemacht.

Zur Stephanshütte werden Kiese mit 8½ % Kupfer in ähnlicher Weise verarbeitet und man verbraucht auf 1 Ctr. Spleisskupfer 63 Cbfss. harte Holzkohlen.

Agordo. Erze. G. Schmelzprozess zu Agordo in den venetianischen Alpen.[1]) Die Erze[2]) bestehen im Wesentlichen aus

1) Kraus' Jahrb. 1848. S. 40; 1852. S. 223, 231. — B. u. h. Ztg. 1853. S. 440. — Lürzer in: Tunner's Jahrb. 1853. S. 340; 1854. S. 242. — Haton in: Ann. d. min. 1855. VIII, 407 (sehr ausführlich). — Rivot, Métallurgie du cuivre 1859. S. 332 (Hartm., allgem. B. u. h. Ztg. 1859. S. 385). — Percy, Metallurgy. I. 439. — Oest. Ztschr. 1856. S. 338; 1860. S. 328, 336, 350, 356, 389; 1861. S. 324. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 223.

2) Erzvorkommen: Cotta, Erzlagerst. II, 334. — Haton c. l. — Oest. Ztschr. 1860. No. 21.

Schwefelkies, mehr oder weniger gemengt mit Kupferkies, Arsenkies, Blende und Bleiglanz bei einem Durchschnittsgehalt von 2 %. Ausserdem findet sich in den Erzen Kobalt und Zinn und ihr Gehalt an Antimon und Arsen beträgt an 2,5 %. Nach LÜRZER besteht das Erz durchschnittlich aus 2 Cu, 43 Fe, 50 S und 5 Erden, nach RIVOT aus 1,60 Cu, 42,00 Zn und Fe, 50 S, 1,50 As und 1 S̈i. Man theilt die Erze in arme mit weniger als 2 %, gute mit 2—4 % und reiche mit 4—8 % und mehr Cu, und sie erfolgen in dem Verhältniss von 51,63 : 46,16 : 2,22. Die beiden ersten Erzsorten unterwirft man einer Kernröstung (I. 75) in freien Haufen (I. 375) oder in Steyerschen Stadeln (I. 389) unter Gewinnung von Schwefel, laugt die von den Kernen separirten Rinden aus, fällt aus der Lösung Cementkupfer (s. §. 94. B.) und verschmilzt dieses gemeinschaftlich mit den reichen Erzen und Kernen auf Lech. Hüttenprozesse.

1) Rösten. Beim Rösten gestatten die Stadeln ein besseres Ausbringen an Schwefel, sowie eine Ersparung an Brennmaterial und Zeit. Die Stadeln haben die Bd. I. S. 389, Taf. VI. Fig. 136, 137. angegebene Einrichtung, nur besteht die Sohle aus einer Anzahl kleiner Pyramiden, deren geneigte Flächen *a* (Taf. V. Fig. 92—94, neueste Einrichtung) mit Rinnen *b* versehen sind, welche in die Hauptrinne *c* am tiefsten Puncte für die Abführung des flüssigen Schwefels münden. Die Canäle *d* zur Ableitung der Schwefeldämpfe sind nicht rund, sondern quadratisch. *e* Schwefelkammern, *f* Canäle zum Abfluss des Schwefels, *g* Sümpfe zur Aufnahme des flüssigen Schwefels. Sehr vortheilhaft hat es sich bewährt, die Kiesschliege mit Eisenvitriolmutterlauge zu einer plastischen, consistenten Masse anzukneten, diese in Formen zu pressen und so zu rösten [Stöcklröstung[1])]. Erzröstung.

Man erhält bei beiden Röstmethoden 13—14 % Kerne mit durchschn. 4,5 % Kupfer und 76 % Rinden mit durchschnittlich 1,325 % Kupfer; das Schwefelausbringen beträgt resp. 0,2 und 1,4 % und die Röstkosten auf 1 Tonne (1000

1) Oest. Ztschr. 1856. S. 338; 1861. No. 41, 50; 1862. No. 23.

[redacted]



Kil.) Erz resp. 0,412 und 0,463 Fr. Die Mehrkosten bei der Steyerschen Röstmethode werden durch die Anlagekosten der Apparate und die Wiederherstellung der Ofenwand nach dem Füllen herbeigeführt, durch das grössere Schwefelausbringen aber wieder ausgeglichen. Der Schwefel wird durch Umschmelzen in eisernen Kesseln geläutert. Durch Fäustelschläge wird die oxydische Rinde von den kupferreicheren, zuweilen 20—40% Kupfer enthaltenden Kernen nur soweit getrennt, dass diese nicht über 7—8% Kupfer enthalten. Scheidungskosten pro Tonne Erz 1,7 Frcs. Nach FORBES[1]) reichert sich beim Kernrösten das Silber oberflächlich an, was zu Verlusten führt, da dasselbe beim Verschmelzen der Kerne sich der Arbeit theilweise entzieht und sich in den auszulaugenden Rinden ansammelt.

Erzschmelzen.

2) Rohschmelzen. Zur Beschickung kommen:

| | | | |
|---|---|---|---|
| 0,120 | Tonnen | reiche Erze mit | 6,053 % Cu |
| 0,753 | „ | Kerne „ | 4,50 „ |
| 0,127 | „ | Cementkpfr. „ | 40,26 „ |
| 0,065 | „ | Rauch, Krätze und verschiedene Rückstände, | |
| 0,200 | „ | reiche Schlacken, | |
| 0,190 | „ | rother Sandstein. | |
| 1,455 | Tonnen à 1000 Kil. | | |

Die in 3 Sorten mit 60—70, 7—9 und 2—4% Kupfergehalt angelieferten Cementschliege werden zuvor auf Stossherden verwaschen, um vorhandenes arsensaures Eisenoxyd thunlichst zu entfernen.

Zum Verschmelzen der Erze dienen Halbhohöfen und Hohöfen. Erstere von etwa $4^1/_3$ Metr. Höhe haben die Form der Schwarzkupferöfen (Bd. I. S. 442. Taf. IX. Fig. 219), also eine stark geneigte Hinterwand, um die Reduction des Eisens möglichst zu verhüten (Bd. I. S. 456) und zur möglichst vollständigen Ausnutzung des Brennmaterials den Niedergang der Gichten zu verlangsamen. Die neueren Hohöfen (Taf. V. Fig. 95, 96.) mit Wasserformen, durch welche von Cylindergebläsen gelieferter Wind mit 8 — 9

1) PERCY, Metallurgy I, 447.

entim. Quecksilberpressung strömt, gestatten vollständigere
ntfernung des Arsens und bessere Ausnutzung des Brenn-
aterials, befördern aber die Reduction von Eisenoxyd
ad somit die Bildung von Eisensauen und eisenreichen
ochen. Durch rasches Schmelzen sucht man letzterem
ebelstand entgegen zu wirken.

Man schmilzt mit 0,15—0,20 Metr. langer Nase, lässt
e Schlacken in den Stechherd abfliessen, sticht dann in
enselben, nachdem die Schlacke ausgehoben, den Stein ab
ad reisst ihn in Scheiben. Ist er in Folge eines Schwefel-
nkgehaltes sehr dicht, so lässt man ihn in einer dünnen
chicht auf die Hüttensohle laufen. Die reinen Schlacken
it nicht über 0,4 % Kupfer setzt man ab, die unreinen
mmen zum Schwarzkupferschmelzen. Man erhält von
ner Tonne Erz etwa 0,073 Tonnen Stein mit 24—26 %
upfer und 26—28 % Schwefel, verschmilzt bei 20 bis
tägigen Campagnen in 24 Stunden an 17 Tonnen Be-
hickung und verbraucht pro Tonne reicher Erze, Kerne
ad Cementkupfer 0,313 Tonnen Holzkohlen bei 21,838
r. Hüttenkosten.

3) Rohsteinrösten. Der zerkleinte Stein wird in Rohsteinröstung.
adeln 5mal geröstet, wobei in den letzten Feuern eine
rennmateriallage in jeden Haufen gebracht werden muss.
uf 1 Tonne Stein kommen 0,085 Tonnen Kohlen, 0,019
onnen Torf und 0,195 Tonnen Holz und 12,318 Fr.
östkosten.

4) Schwarzkupferschmelzen. Eine beschickte Schicht Schwarzmachen.
thält

| | | |
|---|---|---|
| 1,000 | Tonnen | Rohrost, |
| 0,230 | „ | dreifeurigen Dünnstein, |
| 0,045 | „ | Rauch und Rückstände, |
| 0,065 | „ | reiche Schlacken, |
| 0,225 | „ | Erzschlacken, |
| 0,220 | „ | Sandstein, |
| 1,085 | Tonnen. | |

Bei der gewählten Form der Halbhohöfen (Bd. I. S.
12, 456, Taf. IX. Fig. 219) wirkt man, allerdings auf Ko-
en eines grössern Brennmaterialverbrauches, der Eisenre-

duction, also der Entstehung eines eisenreichen Schwarzkupfers entgegen, welches sich schwieriger gaarmachen lässt. Man setzt bei 10—12tägigen Campagnen in 24 Stunden 9 bis 12 Tonnen Beschickung mit 3,8—4 Tonnen Holzkohlen durch und zwar erfolgen 20—25 % Dünnstein und etwa 26 % Schwarzkupfer von dem Rohstein. Die Schlacke mit 38—40 % Kieselerde gelangt ins Steinschmelzen, das Schwarzkupfer mit 92—94 % Kupfer zum Gaarmachen, der Dünnstein mit 60—65 % Kupfer zum dreimaligen Rösten in Stadeln. Auf eine Tonne gerösteten Rohstein kommen 0,695 Tonnen Kohlen und 47,70 Fr. Schmelzkosten. Bei den kurzen Schmelzcampagnen und in Folge der Ofenform gehen, was viel ist, auf 1 Theil Stein 0,51 und auf 1 Theil Beschickung 0,284 Theile Kohlen.

Gaarmachen.

5) Gaarmachen des Schwarzkupfers. Der Gaarherd, aus einem Gestübbe von 3 Sandstein und 1 Holzkohlen bestehend, fasst 416 Kil. Schwarzkupfer, welches — bei 12—15° Düsenneigung zu Anfang, später mehr — in 1½ Stunden gaargemacht wird. Von 100 Schwarzkupfer erfolgen 78 Gaarkupfer und 50—58 Krätz und reiche Schlakken zum Steinschmelzen. Auf 1 Tonne Schwarzkupfer verbraucht man 0,632 Tonnen Kohlen bei 44,044 Fr. Arbeitskosten.

Hammergaarmachen.

6) Hammergaarmachen. Dies geschieht in Chargen von 420 Kil., und man erhält aus 100 Gaarkupfer 94,7 hammergaares Kupfer. Der Krätz wird beim Schwarzkupferschmelzen zugesetzt. Zu einer Tonne Gaarkupfer gehen 0,516 Tonnen Kohlen und die Raffinirkosten betragen 36,691 Fr.

Die Zugutemachung von einer Tonne Erz aus 0,0149 Tonnen Gaarkupfer kostet (incl. des nassen Weges) 21,617 Fr. und die Summe der Bergbau-, Hütten- und Generalkosten beträgt pro Tonne Erz 37,117 Fr. Auf 1 Tonne Rosettenkupfer kommen 2490 Fr. Gesammtkosten. Der Gewinn an dem aus 1 Tonne Erz dargestelltem Kupfer beträgt 2,883 Fr.

Nach anderen Angaben betragen die Hüttenkosten für Kupfer, Schwefel und Vitriol pro Ctr. resp. 25 Fl. 30 Kr., 40,6 Kr. und 9,6 Kr., während der Verkaufspreis resp. 57

Fl. 32 Kr., 6 Fl. 19 Kr. und 1 Fl. 38 Kr. betrug. In den letzten 30 Jahren wurden jährlich durchschnittlich erzeugt: 3681 Ctr. Kupfer, 767 Ctr. Schwefel und 11163 Ctr. Eisenvitriol.

Bei den durchschnittlich nur 1½procentigen Erzen beträgt der Kupferverlust nicht mehr als 7—8, höchstens 10 %, ein ausserordentlich günstiges Resultat, während z. B. zu Riotinto (§. 95. A.) bei 3½procentigen Erzen an 50 % Kupfer verloren gehen.[1])

II. Schmelzen in Brillenöfen.

A. Schmelzprozess zu Sterne und St. Josephsberg bei Linz am Rhein.[2]) Die Sterner Hütte macht arme oxydische Kupfererze mit ½ — 3½ % und arme geschwefelte Erze (Grubenklein) mit bis 12 %, durchschnittlich mit 2—2½ % Kupfer, letztere nach vorheriger Röstung auf nassem Wege unter dem Namen Laugeerze (§. 93. A.), dagegen reiche geschwefelte Scheideerze (hauptsächlich Kupferglas und Kupferkies) mit über 12, durchschnittlich mit 28—30 % Kupfer, sowie Kupfersteine von Bleihütten auf trocknem Wege zu Gute. Die oxydischen Erze liefern die alten Baue und Halden des Virneberges[3]) und der Buntsandstein der Eifel (S. 224), die geschwefelten verschiedene Gruben am Rhein und im Siegenschen, die Kupfersteine mehrere Bleihütten der Rheinprovinz. Sternerhütt Erze.

1) Erzröstung. Die Röstung der bohnengrossen Erzstücke mit eisenspäthiger und quarziger Gangart geschieht in Doppelöfen — von der Einrichtung der Bd. I. Taf. X. Fig. 245—247. dargestellten Blenderöstöfen — von folgenden Hauptdimensionen: Länge des Rostes 6′ 4″, Breite desselben 2′, Länge der unteren Herdsohle 12′ 10″, Breite derselben Erzröstun

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 301.
2) Ferie in: Revue univers. IV, 158, 433. — Berggeist 1858. No. 45. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 107, 223, 438; 1860. S. 27, 191. — Oest. Ztg. 1860. S. 341, 351, 357. Handschriftliche Mittheilungen des Hütteningenieurs Stetefeld.
3) Cotta, Erzlagerst. II, 148.

7' 6", Höhe der Feuerbrücke über der unteren Sohle 1' 4", Entfernung der unteren Sohle vom Schluss des Gewölbes an der Brücke 2', am Fuchs 1' 7", Länge der oberen Herdsohle 15' 4", Breite derselben 7' 6", Entfernung der oberen Sohle von dem Schluss des Gewölbes 1' 5", Weite des Fuchses zwischen beiden Herden 5", bei der Breite der Sohle. 3 Arbeitsöffnungen für jeden Herd. Bei einem Steinkohlenverbrauch von 24 Scheffeln in 24 Stunden wird eine Charge bei allmälig steigender Temperatur und unter öfterem Umrühren bis 16 Stunden lang, zuletzt unter Einmengung von Kohlenlösch, geröstet und auf 100 Pfd. Erze kommen 29 Sgr. 9,7 Pfg., auf 100 Pfd. Gaarkupfer 104 Sgr. 2,31 Pfg. Röstkosten.

Schwarzmachen.

2) Schwarzkupferschmelzen. Die sehr reinen, möglichst todtgerösteten Erze werden mit Eisenfrischschlacken und Kalkstein, z. B. in dem Verhältniss von 30 : 8 : 8, auch wohl nur mit 20 % Kalkstein, und wechselnden Mengen von geröstetem Dünnstein, Gaarkrätz, früher auch Cementkupfer in einem Brillenofen von 4 Fuss Höhe über der Form durchgesetzt. Höhe der Form über dem Boden 3 Fuss, Weite an der Brust 22 Zoll, Weite hinten 26 Zoll, Tiefe 30 Zoll. Man setzt in 24 Stunden bei 8 Zoll Wasserpressung etwa 30 Ctr. geröstetes Erz durch und erhält aus der Beschickung 35,5 % Schwarzkupfer mit 16—17 Ctr. Koks oder durchschnittlich 82,09 % von dem verschmolzenen rohen Erz. Die hochsilicirte Schlacke mit 1/4 % Kupfer hat mit den Mansfelder Kupferschieferschlacken Aehnlichkeit. Die Schmelzkosten betragen auf 100 Pfd. Erz 16 Sgr. 11,41 Pfg. und auf 100 Pfd. Gaarkupfer 59 Sgr. 2,62 Pfg. Dazu kommen noch Reparaturkosten von resp. 11 Sgr. 10,13 und 6 Sgr. 5,29 Pfg.

Gaarmachen.

3) Gaarmachen. Man macht Chargen von 2 Ctr. Schwarzkupfer bei einem Ausbringen von 70 % Gaarkupfer und bei 8 Zoll Wasserpressung in 2 1/2 Stunden gaar und verbraucht auf 100 Pfd. Schwarzkupfer 235 Scheffel Koks und 0,78 Scheffel à 17/8 Cbfss. Holzkohlen.

Bei einem mittleren Ausbringen von 28,63 % in 100 Pfd. Erz betragen die Gesammtkosten darauf 2 Thlr. 3 Sgr. 9,19 Pfg. und auf 100 Pfd. Gaarkupfer 7 Thlr. 13 Sgr. 5 Pfg.

Die Erze werden nach einer Taxe angekauft, wobei ausser dem Kupfergehalt die Beschaffenheit der Gangart (ob Quarz oder Spatheisenstein) in Rücksicht kommt, wenn die Erze auf nassem Wege behandelt werden sollen.

Oberharzer Kiesarbeit.

B. Oberharzer Kiesarbeit.[1]) Der mit Quarz, Kalkspath, Schwefelkies, etwas Blende und wenig Bleiglanz einbrechende Kupferkies enthält 10—25, durchchnittl. 18 % Kupfer.

Erzröstung.

1) Erzröstung. Der Kiesstuff wird in bedachten Haufen von 60—65 Rösten à 36 Zollctr. Inhalt 11—13 Wochen lang einmal mit 3—4 Malter Rösteholz (à 80 Cbfss. oder 1200 Pfd.) abgeröstet, der Kiesschlieg, nachdem er theilweise in Kalk eingebunden, in Quantitäten von 80 Ctrn. während 8—10 Tagen in Stadeln geröstet (Bd. I. S. 383).

Rohschmelzen.

2) Rohschmelzen. Zu einer Beschickungsschicht nimmt man 1 Rost (3 [illegible] Erz und 12—14 Karrn à $2^3/_4$—3 Ctr [illegible] Steinschmelzungen (Analyse Bd. I. S. 856 [illegible] zwischen Singulo- und Bisilicat liegende [illegible] Bd. I. S. 854) zu erhalten. Das Schmelz[illegible] Zoll Düsendurchmesser und 10—13‴ [illegible]g bei 6—8 Zoll langer Nase mit Koks i[illegible] I. Taf. VIII. Fig. 205, 206), denen man [illegible] 11 Fuss Höhe, 1′ 5″ Weite, 3′ $6^1/_2$″ Tief[illegible]und 2′ 7″ an der Gicht gegeben hat. Di[illegible] 3″ Böschung und die Form 2″ Durchmess[illegible]

Bei 24tägiger Ofenca[illegible]t man eine Schicht in 12 Stunden und erhä[illegible]ies mit 18 % Kupfer — bei einem Aufw[illegible]r als dem gleichen Gewicht Schlacke, 47,5 [illegible] Maass Holzkohlen à 62 Pfund — 53 Cent[illegible]3—38 % Cu und Schlacke mit $^1/_2$—1 Pfd.[illegible]

Steinconcentration.

3) Steinarbeiten[illegible]timongehaltes der Erze sind umfangreiche[illegible]forderlich, welche in einem wiederholten [illegible]en und 5maligen Verschmelzen des Steins [illegible]nd Stein bestehen.

---

1) Kerl, Oberharz. Hütte[illegible]

Es entspringen daraus das Roh-, Mittelstein- und die beiden Spursteindurchstechen.

Zu Anfang werden die Steine 6—8mal, zuletzt 9—12mal geröstet. Das Durchstechen geschieht in Schichten von 34 Ctrn. mit 10—12 Karren à $2^3/_4$—3 Ctr. Kiesschlacken im Brillenofen, und zwar schmilzt man in 12 Stunden $1^1/_5$ Schicht durch.

Von 100 Ctr. Rohstein erfolgen endlich etwa 33 Ctr. Schwarzkupfer mit 94—98 % Cu, 1 Ctr. Dünnstein mit 74—75 % Kupfer (zur nächstjährigen Arbeit) und Schlacken mit 1—2 % Kupfer, zum Kiesschmelzen.

Gaarmachen.

4) Gaarmachen. Einsätze von $3^1/_2$—4 Ctr. werden in etwa 3 Stunden gaargemacht. Man erhält 90—91 % gutes Kieskupfer und verbraucht auf 1 Ctr. etwa 1 Maass Kohlen. Die Gaarschlacken werden mit 120 % Steinschlacken auf Schwarzkupfer verschmolzen, dieses im Spleissofen verblasen und dann im kleinen Herd (Bd. I. Taf. VI. Fig. 148, 149) gaar gemacht.

Der Kupferverlust bei der Kiesarbeit beträgt etwa 10 %, wovon 6,88 % aufs Kiesschmelzen, 1,78 % auf die Steinarbeiten und 1,34 % aufs Gaarmachen kommen.

Die Kiesarbeit wird zur Altenauer und Lautenthaler Silberhütte ausgeführt. Früher verschmolz man zur Lauterberger Kupferhütte [1]) ein Gemenge von Kupferpecherz, Malachit und Kupferkies ungeröstet auf Stein, machte diesen schwarz und das Schwarzkupfer gaar. Die Kieskupferbereitung des Oberharzes beträgt jährlich etwa 840 Ctr., die Krätzkupferproduction 550 Ctr.

Kupferberg. Erze.

C. Schmelzprozess zu Kupferberg in Oberschlesien.[2]) Man verschmilzt hier theils kiesige Erze [3]) (Kupferkies, Buntkupfererz, Schwefelkies, Arsenkies, mit geringen Mengen Kupferglanz, Fahlerz, Kobalt und Nickelerzen, begleitet von Strahlstein, Chlorit, Serpentin, Magnet-

---

1) Villefosse, Mineralreichthum, deutsch v. Hartmann 1823. III. 448. Schulz in: Karst. Arch. 1 R. IV, 267.

2) Handschriftl. Mittheilungen des Berg- und Hütteningenieurs Dr. Stapff in Fahlun.

3) Cotta, Erzlagerst. II, 218.

eisenstein, Eisenglanz, Hornstein, Eisenkiesel, Quarz, Feldspath, Kalkspath, Flussspath, Braunspath und Zinkblende) mit 4—20, durchschnittlich 5 % Kupfer nach der Aufbereitung, theils oxydische Erze (Malachit, Kupferlasur, Kieselkupfer, Rothkupfererz, Urankupferglimmer, Phosphorcalcit, gediegen Kupfer, spurenweis Molybdänbleispath, Weissbleierz, Volborthit, mit den Gangarten der geschwefelten Erze), mit sehr schwankendem Gehalte. Zudem unterwirft man auch kupfer- und silberhaltige Kiesabbrände von Arsenik- und Vitriolwerken der Umgegend der Verhüttung.

Kommen kiesige Erze allein zur Verschmelzung, so werden dieselben zuvor, die Schliege mit Kalkmilch eingebunden und zu Ziegeln geformt, geröstet; wenn gleichzeitig oxydische Erze, so gattirt man dieselben mit ungerösteten oder rohen und gerösteten kiesigen. Eine gewöhnliche Beschickung besteht aus 75 Ctr. gesäuerten und 25 Ctr. kiesigen Erzen mit durchschnittlich 5 % Kupfer, 10 Ctr. Flussspath und 50 Ctr. Schwarzkupferschlacke. Rohschmelzen.

Der Schmelzofen (Taf. V. Fig. 97, 98) ist einförmig, in der Form liegen 2 Düsen, jede mit $1^3/_4$ Zoll Durchmesser, Windpressung 7—8''' Quecksilber. Brust und Formwand haben 4'' Böschung. Man beginnt gewöhnlich die Campagne mit Schwarzkupferschmelzen, lässt das Rohsteinschmelzen folgen und schliesst wieder mit Schwarzkupferarbeit. Bei der Roharbeit setzt man jedesmal 2 Ctr. Beschickung und $^1/_6$ preuss. Tonne (1,42 Cbfss.) Koks, verschmilzt in 24 Stunden 48 Ctr. Beschickung mit 30 Ctr. Erz und erhält bei 2—3maligem Abstechen 5—6 Ctr. Rohstein mit 30 bis 35 % Kupfer und eine sehr saigere, glasige, schwarze Schlacke. Zuweilen ist der Stein so silberreich, dass er an Extractionsanstalten (Mansfeld) verkauft werden kann.

Der Rohstein wird in Posten von 40 Ctr. mit 8—9 Feuern zugeröstet, 100 Rost mit 35 Ctr. Rohsteinschlacke in Sätzen von 4 Ctr. (also 5,4 Ctr. Beschickung) auf $^1/_6$ Tonne Koks verschmolzen. Unter sonst gleichen Umständen leisten Koks beim Steinschmelzen 2,7mal so viel, als beim Erzschmelzen. Während die Schlacke von letzterem sauer ist, ist sie von ersterem neutral. Man sticht täglich 8mal ab, setzt 60—70 Ctr. Rost (80—85 Ctr. Beschickung) durch und Rohsteinröstung. Schwarzkupferschmel

[redacted]



erhält 15—31 Ctr. Schwarzkupfer und 4½—10 Centner Dünnstein, welcher sofort in den Ofen zurückgebracht wird. Die Schlacken mit 1—2 % Kupfer gehen ins Erzschmelzen zurück. Eine das Erz- und Schwarzkupferschmelzen umfassende Campagne dauert 14 — 18 Tage. Beim Schwarzkupferschmelzen zu Anfang erweitert sich der Ofen rasch, verengt sich aber wieder beim darauf folgenden Erzschmelzen und wird wieder für eine nachfolgende Schwarzkupferschmelzung geeignet.

Gaarmachen. Das Gaarmachen des Schwarzkupfers geschieht bei Einsätzen von 3—4 Ctr. im kleinen Herd, es erfolgen von 18 Ctr. Schwarzkupfer 16½ Ctr. Gaarkupfer und Schlacken, welche ins Erzschmelzen gehen. Das Kupfer enthält güldisches Silber.

Dillenburg. D. Zu Dillenburg im Nassauischen (Isabellenhütte) wird 20—25 % Kupfer enthaltender Kupferkies [1] einmal geröstet, wobei auf 100 Ctr. Erz 0,3 Klftr. à 144 Cbfss. rhl. Rösteholz und 7,27 Zain à 17,7 Cbfss. rhl. Holzkohlen gehen. Das Röstgut wird bei 14—18tägigen Campagnen im Brillenofen verschmolzen, wobei man in 24 Stunden 50 bis 60 Ctr. Erz mit 7—8 Tonnen Koks à 4 Scheffel pr. à 1½ Cbfss. durchsetzt und 43,3 % Rohstein erhält, welcher 3mal geröstet und im Brillenofen concentrirt wird. Dabei fallen 29 % Schwarzkupfer und 37 % Concentrationsstein, welcher letzterer nach 3maligem Rösten auf Schwarzkupfer (77 %) und etwas Dünnstein verschmolzen wird. 100 Ctr. Erze und Halbproducte erfordern zum Schmelzen 18,55 Tonnen Koks und 0,30 Zain Holzkohlen. Beim Gaarmachen des Schwarzkupfers im kleinen Herde erhält man in 12 Stunden etwa 12 Ctr. Gaarkupfer (Analyse Bd. I. S. 706) mit 7—8 Zainen Holzkohlen und bringt 95 % davon aus. Das ganze Kupferausbringen aus den Erzen beträgt 24 %. (Analyse von hammerg. Kupfer Bd. I. S. 706.)

1) Erzvorkommen: Burat in: Ann. d. min. 4 sér. XIII. 351. — Cotta, Erzlagerst. II, 151. — Bgwfd. XIII, 33. — B. u. h. Ztg. 1856. S. 158.

E. Kupferschieferschmelzen zu Riechelsdorfer und Friedrichshütte.[1]) Man verschmilzt Kupferschiefer[2]) mit 2—6 % Cu und ärmere Sanderze, welche ersteren ausser Kalk und Thon in dem zur Schlackenbildung erforderlichen Verhältnisse vorherrschend Buntkupfererz und Eisenkies, dann Rothkupfererz, Kupferglanz, Malachit, Lasur, gediegen Kupfer, Fahlerz, Molybdänglanz, Zinkblende, Speiskobalt, Rothnickelkies, Bleiglanz u. a. Mineralien enthalten. Riechelsdorf. Erze.

1) Erzrösten. Bei einem Durchschnittsgehalt von 3 bis 4 % Cu werden die Schiefer in Quantitäten von 70 bis 80 Fudern à 50 Ctr. in einem prismatischen Haufen 3—4 Wochen lang geröstet, welcher am Rande ringsherum eine Unterlage von Reisig erhält. Auf 100 Fuder Schiefer gehen 12 Schock Reisig. Die an der Aussenseite liegenden Erze werden dann abgezogen und entweder mit frischen oder für sich in kleinen Haufen bei Zusatz von Quandelkohle nochmals geröstet. Die Sanderze röstet man in besonderen Haufen. Erzröstung.

2) Rohschmelzen. Die mit den Sanderzen gattirten Schiefer werden mit etwas Flussspath in Brillenöfen (Taf. V. Fig. 99—101) von 18 Fuss Höhe verschmolzen. Der von Spitzbälgen gelieferte Wind tritt entweder aus dem Sammelkasten *a* direct durch die 1½ Zoll weite Düse *b* in den Ofen, oder er wird zuvor auf 100—150° C. dadurch erwärmt, dass man ihn aus dem Sammelkasten *a* durch die Röhre *c* in das von Gichtgasen erhitzte eiserne, linsenförmige Reservoir *d* leitet, dann durch die Röhre *e* in den Raum *f* zurückführt und durch die Düse mit 19—21 Zoll Wasserpressung ausströmen lässt. Dabei ist der Raum *f* gegen das Reservoir *a* durch einen Schieber geschlossen. Bei mit einem Deckel *g* versehener Gicht werden die Gichtgase nahe unter derselben bei *h* abgefangen, durch 2 Röhren *k* vor

1) GENTH in: ERDM. J. f. pr. Chem. No. 3 u. 4. de 1846; XL, II. 189. — Bgwfd. X, 305, 321, 337; XII, 223. — B. u. h. Ztg. 1846. S. 617. — RAMMELSBERG, Metallurgie S. 236. — Handschriftliche Mittheilungen des Herrn F. BEUTHER.

2) Vorkommen: COTTA's Erzlagerst. II, 77, 679. — Berggeist 1859. No. 74. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 190.

der Vorderwand herabgeleitet und bei *m* angezündet, wo sie dann gemeinschaftlich mit der aus der Augenöffnung *n* schlagenden Flamme die Linse *d* erhitzen. Zum Schutze der Arbeiter gegen die Hitze dienen die Bleche *p*, welche, bei *q* an Charniren beweglich, durch Gegengewichte *r* aufgeklappt werden können.

Die geschmolzenen Massen fliessen auf dem Sohlstein herab abwechselnd aus den Augen *n* des Augensteins in zwei aus schwerem Gestübbe ($^2/_3$ Kohlenstaub und $^1/_3$ feingesiebtem Lehm) hergestellte Stechherde von 1 Fuss Durchmesser und man setzt in 24 Stunden 3 Fuder 15 Maass Erze bei einer Production von 8 Ctr. Rohstein durch, indem jede Stunde ein Satz von 2 Gewthl. Gattirung und 1 Thl. leichter Koks oder von 2 Körben Gattirung auf 1 Thl. Koks aufgegeben wird. Als Producte erhält man, ähnlich wie im Mansfeldschen, Rohstein (Analyse I. 749), Rohschlacke (Analyse I. 854), Schwiel (Analyse I. 854), mit Rohstein gemengte Schlacke, Eisensauen (Analyse I. 803), zinkische Ofenbrüche (Analyse I. 785), Flugstaub und Gichtgase.

Bunsen [1]) hat letztere untersucht beim Betriebe mit Koks und heisser Luft, mit Koks und $^1/_5$ Holzkohlen bei heisser Luft, mit Holzkohlen und heisser Luft und endlich mit Holzkohlen und kalter Luft.

| | I. Gichtgase aus oberen Teufen. | | | | II. Gichtgase aus [illegible] Teufen. | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 1 | 2 | 3 | [illegible] |
| Pressung des Windes | 18''' | 18''' | 17''' | 19''' | 19''' | 18,5''' | 18''' | [illegible] |
| Temperatur desselben | 135⁰ | 123⁰ | 125⁰ | 10⁰ | 143⁰ | 135⁰ | 155⁰ | [illegible] |
| Temperatur der Gichtgase | 300⁰ | 250⁰ | 200⁰ | — | — | — | 280⁰ | [illegible] |
| Gesammelt unter der Gicht | 6' | 5' | 5' | 5' | 12 | 12,5' | 12' | [illegible] |
| Stickstoff | 68,45 | 68,31 | 66,94 | 67,97 | 70,52 | 68,99 | 66,74 | [illegible] |
| Kohlenoxydgas | 13,62 | 17,19 | 18,03 | 19,07 | 2,79 | 0,61 | 6,32 | [illegible] |
| Kohlensäure | 11,81 | 10,62 | 10,67 | 7,41 | 21,03 | 23,42 | 18,30 | [illegible] |
| Grubengas | 2,63 | 2,81 | 3,49 | 3,77 | 1,47 | 5,86 | 2.07 | [illegible] |
| Wasserstoff | 1,94 | — | — | 0,92 | 3,17 | — | 6,98 | [illegible] |
| Schweflige Säure | 1.55 | 1,07 | 0,87 | 0,86 | 1,04 | 1.12 | 0,48 | [illegible] |

1) Pogg. Ann. L, 81, 637. — Rammelsb., Metall. 1850. S. 240. — Bgwfd. III, 257.

Nur die Gichtgase aus den oberen Teufen stellen die mittlere Zusammensetzung der Ofengase dar, da der Sauerstoff zum Stickstoff fast genau in demselben Verhältniss, wie in der atmosphärischen Luft steht, während in den Gasen der unteren Teufen, wo das Brennmaterial durch die Hitze zersetzt wird und flüchtige Producte entlässt, sich dieses constante Verhältniss nicht findet.

Das Gewicht der Brennmaterialien (1, 2, 3 u. 4), welches in gleichen Zeiten von gleichen Luftmengen und unter übrigens gleichen Umständen verbrannt wird, ist resp. 100, 108, 118, 109 Theile und bei Holzkohlen und heissem Winde im Eisenhohofen 147 Thle.

Da der Verlust an Brennmaterial, den das Entweichen der Ofengase mit sich führt, sich zur Gesammtmenge von jenem verhält, wie die zur Verbrennung der Gase nöthige Sauerstoffmenge zu der in den verbrannten Gasen enthaltenen, so gehen respect. 39,2; 41,2; 49,6 und 43,8 % Kohlenstoff verloren. In Eisenhohöfen steigt der Verlust an Brennstoff auf 75 %, was von der durch die viel grössere Schachthöhe bedingten stärkeren Kohlenoxydgasbildung herrührt.

Zu diesem Wärmeverluste kommt noch der Theil Wärme hinzu, welcher die Gichtgase auf ihre jedesmalige Temperatur bringt. Dieser beträgt zur Friedrichshütte, wo man ein Gemenge von Koks mit 1/4 Holzkohlen anwendet, an 8,8 %, so dass im Ganzen an 50 % Brennstoffverlust entstehen, welcher bei Holzkohlen und kaltem Winde auf 58 % steigt.

Die Rohofengase stehen an der Grenze der Brennbarkeit, indem sie 20—24 % brennbare Gase ($\dot{C}$, H, C H) enthalten, während dieser Gehalt in Eisenhohofengasen bei Holzkohlen und heissem Winde an 30 % ausmacht. Unter sonst gleichen Umständen verhält sich der Brennwerth der Ofengase umgekehrt, wie die verbrauchte Kohlenmenge, da die kleinste Menge Kohle die grösste Wirkung zeigt, wenn sie sich beim Verbrennen in Kohlensäure verwandelt, das Umgekehrte aber für Kohlenoxydgas gilt. Die bei 1/5 Holzkohlen und 4/5 Koks und mit erhitzter Luft erzeugten Gichtgase geben beim Verbrennen eine Temperatur von etwa

912° C, die von Holzkohlen mit kalter Luft gebildeten 1097° C. Letztere nähern sich rücksichtlich ihrer Anwendung mehr den Eisenhohofengasen.

Rohsteinröstung.

3) Rohsteinröstung. Der Rohstein wird innerhalb ³/₄ Jahren 9mal in Stadeln von 16 Fuss Länge, 9 Fuss Breite und 7 Fuss Höhe geröstet und zwar bei folgender Anordnung einer Stadelfüllung: Scheitholz, Reisig und Kohlenlösch, 100 Ctr. Rohstein, Lage Kohlen, 100 Ctr. Rohstein, Löschkohle während der 4 ersten und Kohlenklein während der 5 letzten Feuer. Die letzten Feuer erfordern mehr Brennmaterial, als die ersten; ins 5. wird auch der Dünnstein gegeben. Auf 100 Ctr. Rohstein gehen 1½ Klftr. Holz, 2 Schock Reisig, 4 Fdr. Kohlen.

Schwarzmachen.

4) Schwarzkupferschmelzen. Der geröstete Rohstein wird mit Erzschlacken und guten Holzkohlen bei kaltem Wind in einem über dem Blech 5½ Fuss hohen, vorn 20, hinten 22 Zoll weiten und 3½ Fuss tiefen Sumpfofen verschmolzen, wobei in 24 Stunden 36 Ctr. Stein durchgesetzt werden. Man erhält dabei Schwarzkupfer (Analyse I. 736), Dünnstein (Analyse I, 750) und Schlacke (Analyse I. 856).

Gaarmachen.

5) Gaarmachen. 2—3 Ctr. Schwarzkupfer werden in 2—2½ Stunden in einem 9—9½ Zoll tiefen und 22 bis 30 Zoll weiten Herd bei einem Stechen der Form von 30° mit Holzkohlen und Koks gaargemacht. Man erhält dabei nickelhaltiges Gaarkupfer (Analyse I. 705, 706), wovon man in Bezug auf seine Verwendung die dünneren obern Scheiben als Galmeikupfer (für die Messingbereitung) von den unteren dickeren als Hammerkupfer unterscheidet. Der nickelhaltige Gaarkrätz wird auf nickelhaltiges Gaarkupfer verschmolzen (Analyse I. 708).

Thalitter.

Zu Thalitter im Grossherzogthum Hessen werden Kupferschiefer mit 1½—3%, meist nicht über 1½ % Kupfer in Brillenöfen gleich auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses im kleinen Herd gegaart. Jährliche Production 210 bis 240 Ctr.

Nischnetagilsk.

F. Zu Nischnetagilsk[1]) verschmilzt man gewöhnlich

1) Erdm., J. f. ök. u. techn. Chem. XVII, 471. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 265, 384.

eine Beschickung von 100 Pud [1]) Kupfererz [2]) mit 25—60 % Kupfer, 90 Pud Kupferschliege mit 1—25 % Kupfer, 30 Pud Kupferkies mit 1—25 % Kupfer und 70 Pud Rohschlacke in 12 Fuss hohen Spuröfen bei Zuführung von 300 bis 400 Cbkfss. Luft pro Minute. In 24 Stunden werden von 300 Pud Beschickung mit 4,5 Korb à 5,87 Cubikarschinen Holz 43—50 Pud Rohstein mit 48 % Kupfer erhalten. Dieser wird in 3 Feuern zugebrannt und mit der Hälfte Rohschlakken auf Schwarzkupfer und Spurstein verschmolzen. Auf 300 Pud Beschickung gehen 4,5 Korb Kohlen. Die Holzkohlen sind mit Vortheil durch Holz ersetzt. Das Schwarzkupfer wird im Spleissofen gaargemacht. Die Anwendung von erhitzten Wasserdämpfen beim Kupfererzschmelzen gab günstige Resultate. RASCHETT's Oefen (S. 359) gewähren grosse Vortheile.

III. Schmelzen in Tiegelöfen.

Derartige niedrige Oefen werden nur selten, z. B. beim Kupferschmelzen in Indien [3]) und Japan [4]) angewandt, wo man dann den Stein aus dem Ofenherd in Scheiben ausreisst oder nach dem Erkalten in einem Stück herausnimmt, zerschlägt, röstet, auf Schwarzkupfer verschmilzt und dieses dann in eigenthümlichen Herden gaar macht. Vom Verfahren beim Giessen des Kupfers in Japan war S. 411 die Rede. Kupferschmelzen in Indien u. Japan.

§. 71. Beispiele für die Verschmelzung silber- oder goldhaltiger Kupfererze nach der deutschen Methode.

I. Kupfergewinnung bei Entsilberung der Erze und Leche.

A. Bergbezirk von Nagybanya in Ungarn. [5]) Nagybanyer Erze.

Die Gold-, Silber-, Kupfer- und Bleigeschicke [6]) dieses Be-

1) 1 Pud = 40 Pfd. russ. = 16,381 Kil. 1 Arschine = 0,7112 Meter.
2) COTTA's Erzlagerst. II, 543.
3) B. u. h. Ztg. 1862. S. 117.
4) Ibid. S. 118. — Bgwfd. VI, 371; XVI, 17.
5) KERSTEN in: ERDM., J. f. pr. Chem. I, 193. (1834). AUDIBERT in Ann. d. min. 1 livr. de 1845; Bgwfd. X, 209. RIVOT u. DUCHANOY in: Ann. d. min. 5 sér. 1 livr. de 1853 p. 63; Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanstalt. 1853. No. 3. S. 568; B. u. h. Ztg. 1853. S. 591; 1854. S. 25. Oesterr. Ztschr. 1854. S. 81.
6) Erzvorkommen: COTTA, Erzlagerst. II. 291.

[redacted]



zirkes, mit welchen als Gangarten Quarz, Schwerspath, Kalkspath, Feldspath, seltener Gyps, Blende und Manganspath vorkommen, werden auf den Hüttenwerken zu Fernezely[1], Kapnik, Laposbanya, Olahlaposbanya und Sztrimbul mittelst Bleies entsilbert, woraus die Armverbleiung, die Reichverbleiung und die Kupferauflösung (das Nähere hierüber beim Silber) entspringen. Als Endproducte dieser Arbeiten erfolgen Kupfersteine, welche sämmtlich auf der Hütte zu Felsöbanya durch nachstehende Operationen auf Kupfer zugutegemacht werden:

Kupfersteine.

Schwarzmachen.

1) Rösten und Schwarzmachen des Kupfersteins. Der Kupferstein enthält 35- 40% Kupfer und 0,68 bis 0,85 Loth Silber in 100 Pfd.; ausserdem Blei, Eisen, Schwefel. Arsenik und Antimon in veränderlichen Mengen. Derselbe wird in Quantitäten von 500 Ctr. in abwechselnden Lagen mit Scheitholz 12 bis 14 Tage das erste Mal abgeröstet; bei den folgenden 8 bis 9 Feuern gibt man mehr Holz. Auf 1000 Pfd. Stein verbraucht man in 10 Feuern 75 Cbkfss. Holz und 5 Cbkfss. Kohle.

Der geröstete Stein wird in Schichten von 160 Ctr. mit 18 Ctr. Gaarschlacken in 6 Fuss hohen Krummöfen durchgeschmolzen, welche 12—15tägige Campagnen machen. Bei gutem Ofengange können in 24 Stunden, mit einem Aufwande von 48,64 Cubikfss. Kohlen auf 1000 Pfd. Stein, 54 bis 62 Ctr. Beschickung durchgesetzt werden. Man erhält bei diesem Schmelzen Oberlech mit 60 bis 65% Kupfer. welcher in 9 Feuern zugeröstet und beim Schwarzkupferschmelzen zugesetzt wird, ferner Schwarzkupfer, und zwar 40 bis 50% des durchgestochenen Steines mit 80 bis 85% Kupfer, und arme Schlacken mit $^1/_4$% Kupfer, welche abgesetzt werden.

Schwarzkupferspleissen.

2) Spleissen des Schwarzkupfers. Auf den aus Letten gestampften und mit einer Lage Quarzsand bedeckten Herd eines Spleissofens werden 13 Centner à 56 Kilogramm Kupfer auf eine Strohunterlage gesetzt und das Kupfer langsam während 48 Stunden eingeschmolzen, um

---

1) Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1851. No. 3. S. 157. — B. u. h. Ztg. 1852. S. 145

keine Sprünge in die Sohle zu bringen. Dann ladet man nach einander 16, 18 und 20 Centner ein und behält die letztere Ladung bis zum Schlusse des Spleissens bei. Man macht auf einem Herde (gewöhnlich nach 5—7 Stunden) an 10 Spleissungen. Sobald das Kupfer eingeschmolzen ist, lässt man das Gebläse an und den Wind stossweise aus beiden Düsen auf die Oberfläche des Metallbades treten, wobei anfangs viel halbgeschmolzenes Gekrätz entsteht. Sobald dieses aufhört sich zu bilden, die Oberfläche des Metallbades rein erscheint und die Gaarprobe die Gaare anzeigt, wird das Metall in die 3 Spleissherde abgelassen und in Scheiben gerissen, nachdem man zuvor das gebildete Kupferoxydul durch Bedecken der Oberfläche mit Holzkohlen reducirt hat. Bei einem bedeutenden Antimon- und Arsengehalte des Kupfers wird vor dem Abstechen mehrere Male Kohle aufgestreuet und nach dem Abräumen derselben das Gebläse zeitweilig angelassen. Das Abstechen und Rosettenabheben dauert 3—4 Stunden. Man bringt bei einem Spleissen 70—80 % des verschmolzenen Schwarzkupfers an Rosettenkupfer, sowie Spleissabzüge mit wenigstens 20 % Kupfer und 15 % Blei aus, wobei auf 1000 Pfd. Schwarzkupfer etwa 1 Cubikklafter Brennstoff geht.

3) Gaarmachen des Rosettenkupfers im kleinen Herde. Man macht das Spleisskupfer in Partien von 537 Pfd. in 3 Stunden bei 3 % Kupferabgang und einem Aufwand von 72 Cbkfss. Kohle auf 1000 Pfd. Rosettenkupfer gaar. Das geschmolzene Kupfer wird mit Löffeln ausgeschöpft und in gusseiserne Zainformen gegossen. Der Kupferverlust bei Verarbeitung des kupferhaltigen Steines überschreitet nicht 6 %. Gaarmach

4) Verschmelzen der Spleissabzüge.[1] Diese werden mit 35—45 % nicht goldhaltigen ungerösteten Kiesen gattirt und in 24 Stunden 40—45 Ctr. Beschickung verschmolzen, wobei auf 1000 Pfd. Abzüge 43 Cbkfss. Kohlen gehen. Man erhält dabei etwas silberhaltiges Blei, 35 bis 40 % des Bleigehaltes der Abzüge, welches gesaigert und zu den Entsilberungsarbeiten der andern Hütten abge- Spleissab- schmelz

1) Kraus, Jahrb. 1854. S. 85.

geben wird; der Stein mit 35—45% Kupfer wird nach 10 bis 12maligem Rösten auf Schwarzkupfer durchgestochen.

Die Felsöbanyaer Kupferhütte verarbeitet jährlich 2000 Ctr. Stein und producirt 800—820 Ctr. Kupfer, theils in Rosetten oder in Zainen, theils zu Stangen ausgeschmiedet. Die Metallproduction zu Nagybanya beträgt jährlich auf den ärarischen Werken etwa 300 Pfd. Gold, 7700 Pfd. Silber, 1450 Ctr. Kupfer, 40 Ctr. Blei, 4200 Ctr. Glätte und 30 Ctr. Schwefel; auf den gewerkschaftlichen Werken 180 Pfd. Gold und 100 Pfd. Silber.

Schmelzprozess zu Fahlun.

B. Zu Gustav-Adolphs-Silberwerk bei Fahlun[1]) wurde der bei der Bleiarbeit (S. 185) erfolgende Kupferbleistein mit 12—16% Kupfer und $3^1/_2$ Loth Silber in 5 Feuern zugebrannt, mit Quarz, Glätte und Herd verfrischt und die erhaltenen Frischstücke mittelst eines combinirten Saiger- und Darrprozesses in einem Flammofen entbleit und entsilbert und die Darrlinge im kleinen Herde gaargemacht. Zur Zeit ist die Bleiarbeit eingestellt.

Müsen.

C. Zu Müsen[2]) wird durch Blei entsilberter Kupferstein (S. 216) nachstehenden Kupferarbeiten unterworfen:

Steinconcentration.

1) Concentration des Steines. Der Stein wird in 2 Feuern bei einem Aufwand von 0,43 Klftr. Holz und 7,48 Ton. Holzkohlen und überall 9 Thlr. 20 Sgr. Röstkosten pro Ctr. zugebrannt und in Quantitäten von 10 Ctr. pro Schicht mit 5—6 Ctr. silberarmen, einmal gerösteten Kupfererzen und 15 Ctr. Bleischlacken oder statt dessen mit $^1/_2$—1 Ctr. Gaarkrätze und 12 Ctr. Bleischlacken bei 4—5 Zoll langer Nase, dunkler Gicht und 10 Trögen Satz auf 1 Trog Koks verschmolzen. Man setzt im Krummofen (S. 211) in 24 Stunden 40—50 Ctr., im Halbhohofen 70—80 Ctr. Stein, Erze oder Krätze excl. der Schlackenzuschläge mit resp. 6—7 und 7—9 Ton. Koks durch, so dass auf 1 Pfd. Koks im Krummofen 7, im Halbhohofen 9 Pfd. Beschickung incl. Zuschläge kommen. An Producten erfolgen:

a) Werkblei mit 3—4 Loth Silber oder bei zu star-

1) Bgwfd. XI, 601.

2) Handschriftliche Mittheilungen des Hrn. Groos. — Preuss. Ztschr. 1862. Bd. 10. Lief. 3. S. 203.

r Röstung bleiisches Schwarzkupfer, welches am ıde der Campagne im Krummofen fällt. Man gibt der ›rdsohle des letzteren etwa 15° Fall, legt starkes Scheitlz darauf, über dieses mehrere Saigerstücke und zündet steres an. Das aussaigernde Blei mit 5—$5\frac{1}{2}$ Loth Silber sst in den Stechherd, die Kiehnstöcke mit 60—65 % Ku›r, 4—5 % Blei und 1—$1\frac{1}{2}$ Loth Silber gehn zur Schwarzıpferarbeit, der Saigerkrätz zum ersten Bleisteinschmelzen.

b) Concentrationsstein mit 50—55 % Kupfer, 4 bis % Blei und 1—$1\frac{3}{4}$ Loth Silber; wird schwarz gemacht.

c) Schlacke mit $\frac{3}{4}$—1 % Kupfer, theils zur eigenen ·beit, theils zum Schwarzmachen und Erzschmelzen.

2) Schwarzkupferschmelzen. Der Concentrationssin wird 6—9mal in Haufen mit resp. $2\frac{3}{4}$, 3, $3\frac{1}{4}$, $3\frac{1}{2}$, /₄, 4, $4\frac{1}{4}$, $4\frac{1}{2}$ und 5, zusammen 34 Ton. Holzkohlen ıd Koks abgeröstet, wobei man die Kiehnstöcke für sich lein auf eine Ecke des Rostes im ersten Feuer bringt. af 100 Ctr. Stein gehen 1,33 Klftr. Holz, 16,50 Ton. Holzıhlen, 14 Ton. Koks und nahe 36 Thlr. Kosten. Der gestete Stein wird anfangs mit Concentrationssteinschlacken, ınn mit Schlacken von der eigenen Arbeit in einem als ·illenofen zugestellten Krumm- oder Halbhohofen verschmoln, wobei man auf 1 Trog Koks 7—10 Tröge Beschickung tzt und in 24 Stunden im Krummofen 40—50, im Halbıhofen 60—70 Ctr. Stein mit $7\frac{1}{2}$ Ton. Holzkohlen und ?—14 Ton. Koks verarbeitet. 1 Pfd. Koks trägt 5 Pfd. eschickung, wenn man auf 10 Ctr. Stein $7\frac{1}{2}$ Ctr. Schlacke ›chnet. Schwarzkupfer und Dünnstein werden in Scheiben ›rissen; ersteres enthält an 70 % Kupfer und 1—$1\frac{1}{2}$ Loth ilber, letzterer 60 % Kupfer und 1 Loth Silber, die Schlacke % Kupfer. Der Dünnstein kommt entweder in den Ofen ler wird todt geröstet und beim Gaarmachen zugesetzt. Schwarzmachen.

3) Gaarmachen des Schwarzkupfers. Ein neuer Gaarmachen ›aarherd von $10\frac{1}{2}$ Zoll Durchmesser und 5 Zoll Tiefe fasst ur 60—70 Pfd., ein mehrmals gebrauchter 150—180 Pfd. łaarkupfer. Die kupferne Form hat bei 6° Stechen 12 Z. ınge und $1\frac{3}{4}$ Zoll Rüsseldurchmesser. Der Herd ist aus Thln. feuerfestem Sand und 1 Thl. leichtem Gestübbe ›eschlagen. Man schmilzt einen Theil des Kupfers unter

Zusatz kleiner Partien von todtgeröstetem Dünnstein mit Koks ein, zieht, nachdem sich Schlacke gebildet hat, diese nebst den Koks ab und lässt zur Entfernung des Schwefels und zur Oxydation der fremden Metalle so lange schwachen Wind blasen, als das Kupfer hinreichend flüssig dazu bleibt. Dann gibt man von Neuem Kupfer nach und Koks auf und wiederholt diese Procedur noch mehrere Male, bis der Herd voll und das Kupfer nach der Spanprobe (dünner, dehnbarer, im Bruche kirschrother und dichter Gaarspan) gaar geworden. Dies dauert bei 60—70 Pfd. Gaarkupfer 2 Stunden, bei 150—180 Pfd. 4 Stunden. Da sich das Kupfer im Gaarherd nicht spleissen lassen soll, ohne den Herd zu zerstören, so schöpft man es in zwei abgewärmte Spleiss- oder Reissherde von 12 Zoll Dchm. und 6 Zoll Tiefe über, deren Herdmasse (1 Sand und 2 leichtes Gestübbe) in einem 3 Fuss weiten und $2^1/_2$ Fuss hohen hölzernen Fasse auf einer 1 Fuss hohen Schlackenlage ruht. Aus diesen Herden reisst man Scheiben. In 24 Stunden werden durchschnittlich auf einem Herd 5—6 Ctr. Schwarzkupfer nebst Dünnstein mit 4—$4^1/_2$ Ton. Koks zum Schmelzen und $^1/_2$—$^3/_4$ Ton. Holzkohlen zum Anwärmen gaar gemacht. Die Gaarkupfer halten 2—$2^1/_4$ Loth Silber; die Gaarkrätze kommt als Zuschlag theils zum Erzschmelzen, theils zur Steinconcentration. Ein Gaarherd hält 30—40 Stunden bei 15—18 Ctr. Gaarkupferproduction ohne erforderliche Ausbesserung, welche nebst Abwärmen 8 Stunden Zeit nöthig macht. Ein Reissherd hält in der Regel 2 Gaarherde aus.

Neuerungen. Zur Loher Hütte hat der vorher beschriebene, auf Müsener und Rothenbacher Hütte übliche Prozess seit 1859 eine wesentliche Verbesserung hauptsächlich dadurch erlitten, dass man einen Theil der Erze (zunächst erst der Bleierze, später auch die Fahl- und Kupfererze) statt in Haufen in Flammöfen röstet, wodurch nachstehende Vortheile erlangt sind: eine Ersparung von $^{19}/_{20}$ an Röstzeit, so dass die Erze nicht mehr monatelang bei bedeutendem Verluste an Zinsen und Metall auf der Halde zu liegen brauchen; Unabhängigkeit der Röstung von der Witterung, gleichmässigere und vollkommenere Röstung unter Beseitigung der für die Umgebung schädlichen Röstdämpfe; Verbesserung

und Vereinfachung des ganzen Schmelzbetriebes, welcher zur Zeit folgende Operationen umfasst:

1) Erzröstung. Die aus ²/₃ bis unter 2 Millim. gewalzten Stufferzen und Graupen und ¹/₃ Schliegen bestehende Bleierzpost (S. 210) wird, durch Einmengen von Cindern aufgelockert, in Ramsbecker Oefen abgeröstet, welche äusserlich 64 Fuss lang, 14¹/₂ Fuss breit und 6¹/₂ Fuss hoch sind. Der 3 Fuss 6 Zoll über der Hüttensohle liegende Herd endigt nach der mit Luftkühlung versehenen Feuerbrücke zu in eine flache, 5 Fuss lange Vertiefung, welche 1¹/₂ Fuss hoch mit feuerfestem Sand ausgestampft ist. Letztere, sowie der Rost, ist durch eine vertikale Scheidewand in zwei Abtheilungen getheilt. Der Scheitel des flachen Gewölbes erhebt sich 1 Fuss 8 Zoll über der Herdsohle und jede Längsseite des Ofens hat 18 Arbeitsöffnungen. Die Flamme von beiden Rosten vereinigt sich auf dem Herd, überstreicht diesen seiner Länge nach, die heissen Gase und Dämpfe gehen zur Absetzung von Flugstaub 18 Fuss weit unter dem Herde hin und zurück, und treten dann in den 130 Fuss langen Condensationscanal, welcher mit einer 50 Fuss hohen Esse communicirt und auch zur Aufnahme des Rauches aus sämmtlichen Schmelz- und Treiböfen dienen soll.

Man röstet in 24 Stunden 115—120 Ctr. Bleierze mit 4¹/₂—5 Ton. Steinkohlen ab, indem man dieselben in kleinen Posten alle Stunden durch die hintersten Arbeitsöffnungen 4—5 Zoll hoch auf den Herd trägt, unter öfterem Wenden allmälig vorwärtsschiebt und alle 6 Stunden die etwas gefritteten Massen aus der vorderen Vertiefung des Herdes von beiden Seiten her auszieht, so dass die Erze 18—24 Stunden im Ofen bleiben. Eine Schlackenröstung (S. 166) gab zu bedeutende Metall-, namentlich Kupferverluste. Man schürt alle 10—15 Min. und erhält während des ganzen Processes eine ziemlich gleichmässige Temperatur. Ein Ofen wird in einer 12stündigen Schicht von 5 Schmelzern (à 15 Sgr. Schichtlohn) und 1 Tagelöhner (à 12¹/₂ Sgr.) bedient. Man hat 8—9 % Röstabgang, wovon einige Procent auf Nässe und 0,275 % auf Flugstaub mit 10 % Blei und ³/₅ Loth Silber im Centner kommen. Röstkosten pro Ctr. Erz 2 Sgr. 10,4 Pf., beim Haufenrösten 2 Sgr. 8 Pf. — Kupfer- und

Fahlerze werden noch in Stadeln geröstet, sollen aber demnächst auch in Flammöfen behandelt werden.

2) Bleierzschmelzen. Beschickungen von 10 Ctr. Bleierzen, 2 Ctr. Kupfererzen (kupferarmen und silberhaltigen Sorten), 0,5 Ctr. Fahlerzen, 1,5 Ctr. Eisenfrischschlacken, 0,5 Ctr. Wascheisen und 12 Ctr. Bleischlacken werden nur in 3förmigen Halbhohöfen von 6 Fuss Höhe über der Form, 4 Fuss Tiefe und 3 Fuss 6 Zoll Breite verschmolzen, wobei auf 1 Stein 3 Werkblei fallen und täglich 54 Ctr. Erz excl. Zuschlägen und Ofenbrüchen der vorigen Campagne durchgeschmolzen werden. Man setzt auf 2 Tröge Koks à 25 Pfd. an 15—18 Tröge Beschickung à 45 Pfd., also auf 1 Pfd. Koks $10\frac{1}{2}$—11 Pfd. Beschickung, früher beim Haufenrösten nur 9 Pfund.

3) Bleisteinarbeiten. Diese beschränken sich wegen der vollkommneren Röstung nur auf eine ein-, höchstens zweimalige Röst- und Schmelzoperation des Bleisteins. Beim Durchstechen des mit dem ersten Abstrich der Treibarbeit in freien Haufen gerösteten Bleisteines mit Kupfererzen schlägt man nur die Ofenbrüche von der eigenen, nicht die von sämmtlichen Arbeiten zu, um eine nicht zu zähe Schlacke zu erhalten. In Folge des Zuschlages von Abstrich und eines Gehaltes der Kupfererze an Kobaltnickelkies fällt etwas Speise, welche vom Werkblei abgesondert und in den Ofen zurückgegeben wird. Im 3förmigen Halbhohofen setzt man in 24 Stunden bei einem Gichtensatz von 10 — 15 Trögen à 30 Pfd. Beschickung auf 1 Trog Koks à 25 Pfd. durchschnittlich 44,84 Ctr. Schmelzmasse mit 4,37 Ton. Koks durch. Ist der gefallene Stein noch zu bleireich und zu kupferarm, so wird er nach 2maliger Röstung nochmals mit gerösteten kupferreicheren, silberhaltigen Erzen durchgestochen, wobei man in 24 Stunden im Halbhohofen 54,32 Ctr. Schmelzmasse excl. Schlacken und Ofenbruch mit 4,73 Ton. Koks verschmilzt.

4) Entsilbern des Kupfersteins. Es bedarf nur einer 2maligen Entsilberung des 2— 3 Loth Silber haltigen Kupfersteins, um seinen Gehalt auf 1—$1\frac{1}{4}$ Loth zu bringen. Auf 1 Loth Silber rechnet man resp. 15 und 16 Pfd. Blei. Eine Beschickung besteht aus 10 Ctr. Kupferstein mit 2,75

Loth Silber und 20,6 % Blei, 0,5 Ctr. kupferreichen Erzen, 4 Ctr. Herd und Glätte und 10,5 Ctr. Bleischlacken. Man verschmilzt in 24 Stunden bei einem Gichtensatze von 10 bis 12 Trögen Beschickung auf 1 Trog Koks 46,04 Ctr. Schmelzmasse excl. Schlacken im einförmigen Krummofen mit 4,54 Ton. Koks, beim zweiten Entsilbern 41,72 Ctr. mit 4 Ton. Koks.

5) Concentration des entsilberten Kupfersteins. Der nicht zu stark in freien Haufen geröstete Stein wird ohne Kupfererze, welche immer Silber enthalten, nur mit Bleischlacken und bei zu basischer Beschaffenheit der Schlacke mit Gaarkrätze durchgestochen, und zwar im Halbhohofen in 24 Stunden 54,05 Ctr. Stein mit 4,5 Ton. Koks.

6) Schwarzkupferschmelzen. Der feingewalzte Concentrationsstein wird, wie die Bleierze, im Flammofen möglichst vollständig geröstet und zwar in 24 Stunden 90—100 Ctr. mit $5^3/_5$ Ton. Steinkohlen. Beim Schmelzen setzt man im Brillenofen in 24 Stunden bei 10 Trögen Beschickung auf 1 Trog Koks 77,29 Ctr. Concentrationsstein mit 9,57 Ton. Koks auf Schwarzkupfer und Spurstein durch. Ersteres wird in alter Weise gaar gemacht, letzterer 5—6 mal in freien Haufen todt geröstet und für sich im Brillenofen auf eine sehr reine Schwarzkupfersorte verschmolzen.

II. Kupfergewinnung bei Entsilberung der Leche.

A. Zu Oeblarn[1]) in Obersteyermark wird ein Gemenge von Kupferkies, Fahlerz und Rothgiltigerz mit 1 % Kupfer, 0,006—0,007 Silber und etwas Gold in freien Haufen geröstet und dabei Schwefel, Realgar und Kupfervitriol gewonnen. Die gerösteten Erze werden mit einem Zuschlage von Thonschiefer und Schlacken in 8 bis 9 Fuss hohen Krummöfen auf Rohlech und Gekrätz durchgestochen. Ersterer wird mit Glätte, Herd, Villacher Frischblei, Hartwerk und Gekrätz behuf der Entsilberung verschmolzen, wobei Abdörrstein (Blei- oder Kupferlech), Speise (Analyse Bd. I. S. 761) und treibwürdiges Blei erfolgen. Den Abdörr- Oeblarn.

1) Tunner's Jahrb. 1847. S. 74; 1853. S. 348. — Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1850. No. 2. S. 343. — Cotta's Erzlagerst. II, 313.

stein sticht man nach einmaligem Rösten mit Schlacken und Thonschiefer auf **Kupferstein** und **Hartwerk** (eine gesinterte, schwerschmelzige, silberreiche Masse) durch und verschmilzt ersteren nach 10 bis 12maliger Röstung auf Schwarzkupfer, welches im Spleissofen gaar gemacht wird.

## III. Kupfergewinnung bei Entsilberung des Schwarzkupfers.

Okerhütte. Betriebszweige.

A. Okerhütte am Unterharze (S. 181). Die Unterharzer Kupferarbeiten erstrecken sich auf die Verarbeitung der reinen Kupfererze des Rammelsberges, der Kupferbleisteine von der Bleiarbeit (S. 183), sowie der kupferhaltigen Abfälle.

Kupfererzarbeiten.

1) Kupfererzarbeiten. Die Kupfererze des Rammelsberges bestehen aus einem innigen Gemenge von Kupferkies, Schwefelkies, Zinkblende, Arsenkies, Antimonverbindungen etc. und wenig Erden mit einem Gehalt von $^1/_8$—$^1/_4$ Loth Silber und $^1/_{7300000}$ Gold im Centner.

Erzrösten.

a) Rösten. Die Erze, deren Hauptbestandtheil Schwefelkies ist, wurden früher ähnlich wie Bleierze (S. 181) einmal in freien Haufen, dann noch zweimal in bedachten Haufen geröstet und bei der ersten Röstung eine verhältnissmässig geringe Menge Schwefel (Bd. I. S. 375) gewonnen. Zur vollständigeren Nutzbarmachung des nicht unbedeutenden Schwefelgehaltes im Erze werden die Kupfererze jetzt in kleinen Schachtöfen oder Kilns (I. 411) abgeröstet und die dabei gebildete schweflige Säure zur Darstellung von Schwefelsäure in mehreren Bleikammersystemen benutzt.[1] Während von den im Erze enthaltenen 50% Schwefel bei der früheren Haufenröstung nur $^1/_2$—1% in Substanz gewonnen wurden, macht man bei der Schwefelsäurebereitung 15% Schwefel nutzbar oder bringt 30% als Schwefelsäure aus. Die aus den Kilns ausgezogenen Erze werden angeschlagen und noch zweimal, wie die Bleierze (S. 182), unter Beschauerung in Haufen abgeröstet.

Erzschmelzen.

b) Rohschmelzen. Das dreifeurige Erz mit 6—8% Kupfer wird in Schichten von 10 Scherben à 3,29 Ctr. Erz,

1) Knocke in: B. u. h. Ztg. 1859. S. 362. — Kerl, Rammelsberger Hüttenproz. 1861. Anh. S. 17, 25.

1—2 Scherben à 2,86 Ctr. geröstetem Kniest (mit Kupfererzschnüren durchzogenem Thonschiefer), 1 Scherben gebranntem Thonschiefer à 2,18 Ctr., 1—2 Scherben à 2,96 Ctr. Schlacken von den Steinschmelzungen und 2 3 Scherben während der Arbeit fallenden Geschures und Erzschlakken nach Bedürfniss verschmolzen. Das Schmelzen geschieht in Sumpföfen (Taf. V. Fig. 102—104). *a* Fundament. *b* Kreuzabzug. *c* Sohlstein. *d* Brandmauer. *e* Pfeiler. *f* Futtermauern. *g* Flügel. *h* Schornstein. *i* Rauchmantel. *k* Formlager. *l* Form. *m* Formgewölbe. *n* Vorherd. *o* Stechherd. *p* Gestübbesohle. *q* Vortiegel. *r* Vorwand. *s* Schlackentrifft. *t* Schlackensumpf. *u* Windstock. *v* Düse.

Man setzt bei 5—6 Zoll langer Nase bei Zuführung von 250 Cbkfss. Luft pro Min. in 3 Stunden eine Schicht mit 0,2933 Karren à 10 Cbfss. Holzkohlen und 25,32 Balgen Koks à 4,5 Cbkfss. durch, und erhält

*α*) ¾ Ctr. Königskupfer (Analyse I. 761) mit 75 bis 89 % Kupfer und 5—6 Loth Silber, ein speiseähnliches Product, welches seine Entstehung hauptsächlich dem Antimon- und Arsengehalt der Erze verdankt. Dasselbe wird in Quantitäten von 60 Ctr. im Granulirofen (Taf. V. Fig. 105, 106) mit 12 Schock Waasen verblasen und granulirt (S. 403) wobei 42—43 Ctr. Granalien erfolgen. Der Granulirofen hat folgende Einrichtung: *a* Fundament. *b* Grundabzug. *c* Rauhgemäuer. *d* Schlackenloch. *e* grosses Schürloch. *f* eiserne Gosse, mit Gestübbe rinnenförmig ausgeschlagen. *g* Kannen. *h* Windofen. *i* Schürloch. *k* Feuerbrücke. *l* Flammloch. *m* Kühlloch. *n* Deckel. *o* eiserne, in der Hüttensohle vermauerte Säule, an welcher die reifförmige Verankerung. *p* Schlackenherd. *q* Steinherd. *r* Schmelzsohle, aus Mergel und Gestübbe bestehend. *s* innere Höllenmauer. *t* Rost. *u* Windstock. *v* Granulirfass mit eisernem Deckel und der Oeffnung *y* zum Einfliessen des Kupfers aus der Rinne *z*. *x* Wasserbottich. *w* Rinne, den Wasserstrahl zuführend. Die Granalien werden mit verdünnter Schwefelsäure (Bd. I. S. 53) in der Kupfervitriolhütte[1]) be-

1) Knocke in: B. u. h. Ztg. 1859. S. 164; 1860. S. 39. — Kerl, Rammelsberger Hüttenproz. 1861. Anh. S. 45.

handelt (Näheres beim Silber). Der dabei erfolgende Kupfervitriol[1]) ist Handelswaare, die gold- und silberhaltigen Rückstände werden mit Glätte auf Werkblei verfrischt. Dieses Entsilberungsverfahren gestattet ein grösseres Ausbringen an Silber und Gold, einfachere Arbeit und weit weniger Kosten, als die frühere Entsilberung des Schwarzkupfers, welches beim gemeinschaftlichen Verschmelzen des gerösteten Rohsteins und des Königskupfers erfolgte, durch Blei.

Ein Uebelstand bei diesem Verfahren bleibt, dass das Kupfer nicht im metallischen Zustande, sondern als Kupfervitriol erfolgt, welcher nicht immer gut verkäufliche Handelswaare ist. In solchem Falle kann man denselben, nachdem er zuvor mit Kohle oder besser mit Sägespänen geglüht worden, verschmelzen, oder man setzt denselben zweckmässiger, wie zu Fahlun (S. 430), direct mit Kohle beim Rösten der Kupfersteine zu. ROCHEL[2]) zersetzt den Kupfervitriol zur Gewinnung von Schwefelsäure durch Glühen.

β) $2^1/_4$—$2^3/_4$ Ctr. Rohstein (I. 749) mit 48—52 % Kupfer und 1—2 Loth Silber. Derselbe wird in 2—4 Feuern zugebrannt und gibt dann Rohrost.

γ) 24 Cbkfss. Rohschlacken (I. 854) mit $^1/_2$—$^3/_4$ % Kupfer, werden im reinen Zustande abgesetzt.

δ) Flugstaub mit 2—3 % Kupfer, wird im Flammofen geröstet und durch Behandlung mit verdünnter Schwefelsäure auf Vitriole benutzt.

Schwarzmachen.

c) Schwarzkupferschmelzen. Der Rohrost wird in Schichten von 12 Scherben à 4 Cbkfss. 526,5 Cbkzll. = 0,10728 Cubikmeter mit 1 Scherben Thonschiefer im Erzschmelzofen innerhalb 3—4 Stunden mit $^1/_2$—$^3/_4$ Karren Kohlen und 12—18 Balgen Koks bei Zuführung von 235 Cbkfss. Luft pro Min. verschmolzen auf:

α) 7—8 Ctr. Rohrostschwarzkupfer mit 92 % Kupfer. Wird im Spleissofen (I. 528) in Quantitäten von 60 Ctr. bei Zuführung von 320 Cbkfss. Luft pro Min. aus 2

1) KERL in: B. u. h. Ztg. 1860. S. 66.
2) Oest. Ztschr. 1857. S. 283.

Düsen während 6—7 Stunden mit 9—10 Schock Waasen verblasen (S. 401), wobei etwa 52 Ctr. Verblasenkupfer erfolgen. Durch Zuleitung von Gebläseluft unter den Rost hat man die frühere Zeit zum Verblasen von 18—20 Stunden auf 6—7 Stunden abgekürzt. Hinter dem ersten Verblasen her erfolgt sofort ein zweites auf demselben Herd mit 50 Ctr. Schwarzkupfer. Man macht die Kupfer beim Verblasen übergaar, bringt die Uebergaare durch einen Bleizusatz (S. 390) wieder zurück, reisst das Kupfer in Scheiben, zerschlägt diese und macht das Verblasenkupfer gemeinschaftlich mit dem Kupferrostschwarzkupfer im kleinen Herd gaar.

β) 10—12 Ctr. Kupferstein mit 60 % Kupfer. Derselbe wird in 5—6 Feuern gaar geröstet und ohne Zuschläge im Erzofen auf Kupferrostschwarzkupfer mit 92—98 % Kupfer verschmolzen, welches gemeinschaftlich mit dem verblasenen Rohrostschwarzkupfer gaar gemacht wird.

d) Gaarmachen im kleinen Herd. Das Gaarmachen geschieht in Quantitäten von 3 bis 3½ Ctr. in etwa 3 Stunden, wobei man auf 1 Ctr. Kupfer 1—1½ Mss. Kohlen verbraucht. Das Kupfer wird übergaar gemacht und die Gaare durch Zusatz von 2 Pfd. Blei auf 1 Ctr. Kupfer zurückgebracht. Gaarmachen.

2) Verarbeitung kupferhaltiger Zwischenproducte und Abfälle. Zugutemachung kupferhaltiger Producte.

a) Der Kupferbleistein aus der Bleiarbeit (S. 183) mit 50—60 % Kupfer und 2—2½ Loth Silber im Centner wird wie Kupferrohstein (S. 462 auf Bleisteinrostschwarzkupfer verschmolzen, dieses verblasen und gemeinschaftlich mit dem Kupferrostschwarzkupfer im kleinen Herd gaar gemacht oder mit Schwefelsäure behandelt (S. 459).

b) Abzugstein (S. 269) und Abzugsaigerkrätzstein (S. 270) werden im Spleissofen verblasen, granulirt und die Granalien bei einem Gehalt von 11—12 Loth Silber mit Schwefelsäure extrahirt. Die beim Verblasen erfolgenden Schlacken sticht man auf Krätzblei und Speise durch, welche letztere im verblasenen Zustande ebenfalls mit Schwefelsäure behandelt wird.

c) Gaarschlacken vom kleinen Herd verschmilzt man auf Schwarzkupfer und Stein; ersteres wird verblasen und im Spleissofen als Krätzkupfer gaar gemacht, der geröstete Stein auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses ebenfalls in Krätzkupfer verwandelt.

d) Verblasenschlacken verschmilzt man auf ein speisiges Schwarzkupfer, welches nach dem Verblasen im Spleissofen auf Krätzkupfer (Glimmerkupfer) verarbeitet wird.

e) Pochkrätze, bei Aufbereitung der Ofenbrüche von den Kupferarbeiten erfolgt, wird auf Krätzkupfer verschmolzen und dieses je nach seinem Silbergehalt entweder in den Handel gegeben oder mittelst Schwefelsäure entsilbert.

Im Jahre 1861 wurden zu Oker 4599 Ctr. Gaarkupfer producirt.[1])

Neuerdings ist der Fahluner Schmelzprozess (S. 430) dem Unterharzer nachgebildet.

Oberharzer Krätzkupferarbeit.

B. Oberharzer Krätzkupferarbeit.[2]) Dieser Arbeit werden zur Altenauer, Lautenthaler und Andreasberger Hütte die Kupferbleisteine (S. 143) mit 22 bis 25 % Kupfer, 6—14 % Blei und 3—5 Quint Silber im Ctr. unterworfen. Dieselben werden, ähnlich wie die Rohsteine von der Kiesarbeit (S. 443) zu mehreren Malen (6—9 mal) geröstet und auf Schwarzkupfer mit 8—30 Quint Silber und 70—98 % Kupfer, sowie auf Dünnstein mit 3 Quint Silber und 70—75 Pfd. Kupfer (zur nächstjährigen Arbeit) verschmolzen. 100 Ctr. Stein geben etwa 15 Ctr. Schwarzkupfer und 0,6 Ctr. Dünnstein. Zur Andreasberger Hütte werden die antimon- und arsenreichen Bleisteine in einem Gebläseflammofen (Steintreibofen) das erste Mal in Quantitäten von 40 Ctr. 8—10 Stunden lang verblasen, das zweite Mal in Quantitäten von 50 Ctr. 12—16 Stunden lang. Der erfolgende Kupferstein mit 20—25 % Kupfer und 6—9 Qt. Silber wird nach 15—18 maliger Verröstung auf Schwarzkupfer mit etwa 16 Qt. Silber durchgestochen. Die Schwarzkupfer werden alsdann mittelst Bleies durch den Frisch- und Saigerprozess (siehe Silber) entsilbert, die erfolgenden Kiehn-

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 106.
2) Kerl, Oberharz. Hüttenproz. 1860. S. 519, 640, 674, 698.

stöcke im Spleissofen verblasen. Dabei setzt man 40 bis 44 Ctr. Kiehnstöcke ein, feuert 3—4 Stunden, ohne das Gebläse anzulassen, versetzt dann bei Windzutritt während 6—8 Stunden das Kupfer in Fluss und zieht bis zum Gaarwerden Schlacke. Bei einem Zeitaufwand von 20—24 Stunden verbraucht man 8—10 Schock Waasen und $1\frac{1}{2}$ Mss. Kohlen und erhält von 100 Ctr. Kiehnstöcken etwa 55 Ctr. verblasene Kiehnstöcke und 45 Ctr. Verblasenschlacke. Erstere werden ähnlich wie Kiesschwarzkupfer (S. 444) im kleinen Herd gaar gemacht und die Gaarschlakken gemeinschaftlich mit den Verblasenschlacken auf glimmeriges Gaarkupfer — durch Schmelzen auf bleiisches Schwarzkupfer, Saigern desselben, Verblasen der Kiehnstöcke und Gaarmachen des Verblasenen — verschmolzen. Beim Verblasen erfolgen nickelhaltige Schlacken, welche zur demnächstigen Verwendung aufbewahrt werden. Statt der Saigerung der Schwarzkupfer wird wahrscheinlich für die Folge die Behandlung derselben mit Schwefelsäure, wie am Unterharze (S. 461), an die Stelle treten.

Zur Andreasberger Hütte werden die Kiehnstöcke vor dem Verblasen gedarrt (S. 401), um noch einen Theil des im Pickschiefer (I. 779) ausgeschiedenen Silbers zu gewinnen.

Die Oberharzer Krätzkupferproduction beträgt jährlich etwa 500—550 Ctr.

C. Zu Csiklova[1]) im Banat werden Kupfererze (Kupferkies, Fahlerz, Schwefelkies, Arsenkies, Blende etc., Kalkspath, Schiefer und Quarz) mit 3—4 % Kupfer und geringem Silber- und Goldgehalt mit basischen, reichen Schlacken auf Rohstein verschmolzen, dieser in Stadeln zweimal geröstet, dann in einem Krummofen mit kieseligen Schlacken auf Concentrationsstein mit 35—36 % Kupfer verschmolzen. Nach dreimaliger Röstung sticht man denselben im Krummofen mit Schlacken vom Concentrations- Csiklova

1) Chancourtois in: Ann. d. min. 4 sér. tom. X, livr. 6 de 1846. p. 577. — Rivot und Duchanoy im Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanstalt. 1853. No. 4. S. 807. — Russegg. in: Karst. Arch. 1 R. IX, 405. — Kraus, Jahrb. 1852. S. 128. — Rivot, Métallurgie du cuivre. 1859. p. 513.

schmelzen auf arsen- und antimonhaltiges Schwarzkupfer mit etwa 70% Kupfer und wenig Dünnstein mit 60—65% Kupfer durch, welcher letzterer nach zweimaliger Röstung zum Schwarzkupferschmelzen kommt. Das Schwarzkupfer, welches auf die Tonne (1000 Kil.) 0,681 Ton. Gaarkupfer und 1,740 Kil. Silber liefert, wird durch Amalgamation (Siehe Silber) entsilbert, wobei durch das Rösten mit Kochsalz eine theilweise Reinigung von Antimon und Arsen stattfindet.

Die kupferhaltigen Amalgamations-Rückstände werden noch feucht mit 25% pulverisirtem Schwefelkies und 6% Holzkohlenpulver vermengt, zu Steinen geformt und diese mit kieseligen Schlacken in engen hohen Schachtöfen auf Schwarzkupfer mit 85—86% Kupfer und Stein mit etwa 64% Kupfer verschmolzen, welcher in Stadeln 12mal geröstet und mit etwas Kies, Schlacken und Gaarkrätz durchgestochen, abermals reineres Schwarzkupfer zum Gaarmachen im kleinen Herd und wenig Stein liefert, welcher bei hinreichender Menge besonders zu gutegemacht wird. Das Rückstandsschwarzkupfer verbläst man im Spleissofen und macht das Spleisskupfer dann gemeinschaftlich mit dem Steinschwarzkupfer im kleinen Herde gaar. Das Gaarkupfer ist von mittelmässiger Beschaffenheit.

Man bringt aus 1 Tonne Erz mit 0,033 Ton. Kupfer und 0,0835 Kil. Silber bei 23,974 Fr. Kosten für Arbeitslöhne, Schmelzmaterialien und Gezäh 0,0305 Ton. Kupfer und 0,077 Kil. güldisches Silber aus und verbraucht auf 1 Tonne Erz 1,33 Ton. Brennmaterialien, was viel ist.

Neuerdings [1]) werden die silberhaltigen Schwarzkupfer, welche zu Csiklova aus Erzen und kupferhaltigen Lechen von Dognacska, wo blei- und kupferhaltige Erze verschmolzen werden, resultiren, zu Csiklova gaargemacht, granulirt und nach Moldova geschafft, wo sie, ähnlich wie in Oker, mit Schwefelsäure behandelt werden. Dabei erfolgen Kupfervitriol und silberhaltige Rückstände, welche zur Schmelzarbeit in Dognacska kommen. Die Schwefelsäure wird zu Moldova aus Eisenkies erzeugt. Zu Szaska (S. 433) werden silberarme Kupfererze und Leche

1) Oest. Ztschr. 1862. S. 277.

auf reines Kupfer verarbeitet, welches zu Csiklova auf einem Kupferhammer mit hydraulischer Triebkraft in Verkaufswaare umgestaltet wird.

---

## Zweites Kapitel.

## Zugutemachung geschwefelter Erze etc. in Flammöfen.

§. 72. Allgemeines. Das in England ausgebildete Verfahren der Kupfergewinnung in Flammöfen beruht im Wesentlichen auf denselben chemischen Grundsätzen, als die Kupfererzeugung in Schachtöfen (S. 337), und besteht in einem Rösten der Erze, einem reducirenden und solvirenden Schmelzen des Röstgutes auf Stein, einer mehrmaligen Röstung und Concentration des Steins (je nachdem mehr oder weniger fremde Substanzen, namentlich Antimon und Arsen vorhanden sind), einem Verschmelzen des gerösteten Concentrationssteines auf Schwarzkupfer und dem Raffiniren desselben. Während bei den reducirenden und solvirenden Schmelzungen der gerösteten Erze und Steine im Schachtofen Kohlen und Kohlenoxydgas hauptsächlich als Reductionsmittel dienen, so spielt bei den gleichnamigen Flammofenarbeiten der Schwefel der beim Rösten unzersetzt gebliebenen Schweflungen die Hauptrolle als Reductionsmittel, indem derselbe die gebildeten Oxyde und Salze unter Bildung von $\ddot{S}$ zerlegt (S. 356).

Wesen der Flammofenarbeiten.

Abweichungen beim Flammofenschmelzen von der Schachtofenarbeit.

Auch findet beim Gaarmachen des Schwarzkupfers im Flammofen die Abweichung statt, dass dasselbe gleich hammergaar gemacht wird. Beim Verschmelzen der Kupfererze im Flammofen fallen die absetzbaren Schlacken gewöhnlich kupferreicher aus, als Schlacken vom Schachtofenbetriebe und findet bei ersteren eine Concentration des Kupfers in den Steinen in weit geringerem Grade statt, was von der unvollständigen Abröstung zu grosser Massen in einer bestimmten Zeit veranlasst wird und noch mehrmalige Concentrationsarbeiten erforderlich macht (S. 367 und §. 81).

Auf den einzelnen Hüttenwerken nimmt man geringe Abweichungen in der Form und Grösse der Apparate, na-

[redacted]



Verschiedene Manipulationen bei den englischen Flammofenprozessen.

mentlich der Röstöfen, sowie in den Prozessen selbst wahr, je nach der Beschaffenheit der Erze hinsichtlich ihres Metallgehaltes, ihrer Reinheit oder ihres oxydischen und geschwefelten Zustandes, nach der Qualität der ausgebrachten Producte, nach der Intelligenz und der Geschicklichkeit der Hüttenbeamten u. dgl. m. Der eigentlich englische Schmelzprozess umfasst mindestens 6 Operationen, nämlich: Rösten der Erze, Verschmelzen derselben auf Rohstein, Rösten des Rohsteines, Verschmelzen desselben auf Concentrationsstein (Weissmetall, Blaumetall oder Pimplestein), Röstschmelzen des Concentrationssteines auf Schwarzkupfer, Raffiniren des Schwarzkupfers. Weitere Arbeiten können bei unreineren Erzen entstehen durch Wiederholung der Steinconcentration oder durch Herstellung von Kupfer erster Qualität, durch besondere Schlackenschmelzungen etc., wodurch unter Umständen nach Le Play [1]) nachstehende 10 Operationen nöthig werden:

1) Röstung der schwefelhaltigen Erze;
2) Darstellung von Roh- oder Bronzestein aus den gerösteten Erzen;
3) Röstung des Rohsteins;
4) Darstellung des weissen gewöhnlichen oder des Concentrationssteins durch Verschmelzen des gerösteten Rohsteins mit reichen Erzen;
5) Darstellung des blauen Concentrationssteines durch Verschmelzen von geröstetem Rohstein mit gerösteten Erzen von mittlerem Gehalt;
6) Darstellung des weissen und rothen Steines aus Schlakken von No. 4, 7 und 8;
7) Röstschmelzen des blauen Steins No. 5 und Darstellung des weissen Extrasteins;
8) Röstschmelzen des weissen Extrasteines und Darstellung des Concentrationssteines;
9) Röstschmelzen des gewöhnlichen weissen Steins, des

1) Le Play, description des procédés métallurgiques employés dans le pays de Galles pour la fabrication du cuivre. Paris 1848. (Deutsch v. Hartmann, 1851.)

Concentrationssteines und der kupferhaltigen Böden behuf Darstellung von Schwarzkupfer;

10) Raffiniren des Schwarzkupfers.

Abweich gen auf Festlan

Die auf dem Festlande ausgeführten Kupfergewinnungsprozesse in Flammöfen sind meist weit einfacher, als die englischen, und bestehen gewöhnlich nur im Rösten und Rohschmelzen der Erze, im ein- oder zweimaligen Concentriren des Rohsteins, im Rösten und Verschmelzen des Concentrationssteines auf Schwarzkupfer und im Raffiniren des letzteren.

Durch den auf englischen Hütten üblichen Zuschlag von Kupfererzen von verschiedener Reinheit und ungleichem Metallgehalt zu den gerösteten Rohsteinen, so wie durch ein eigenes Schlackenschmelzen erhält man Kupfer von verschiedener Qualität.

Versuch Vereinfac d. englis Prozess

Seit einer Reihe von Jahren sind zur Vereinfachung des complicirten englischen Kupferprozesses ab und an Verbesserungsvorschläge gemacht, welche theils bereits einen guten Erfolg gehabt, theils aber keine practische Anwendung zugelassen haben. Diese Vorschläge zerfallen in solche, welche die Röstprozesse zu vervollkommnen suchen, und in solche, die namentlich durch Anwendung der verschiedenartigsten Flussmittel und Zuschläge ein reineres Ausbringen bei den Schmelzarbeiten bezwecken. Bei näherer Betrachtung dieser Vorschläge und bei Beobachtung ihrer Ausführung an Ort und Stelle ist Gurlt[1]) zu der Ueberzeugung gelangt, dass sich sämmtliche Arbeiten zur Verhüttung der Kupfererze im Flammofen auf höchstens zwei Röstprozesse und drei Schmelzprozesse zurückführen lassen, nämlich auf:

1) das Rösten der Erze in pulverförmigem Zustande in Parkes' Doppelröstofen mit Krahlvorrichtung bei Zusatz von Chlorverbindungen (Kochsalz, Chlorcalcium) zur Bildung flüchtiger Chloride;

2) das Verschmelzen der gerösteten Erze bei Erzeugung einer mehr saigeren Schlacke auf Rohstein;

---

1) Gurlt, Bemerkungen über die neuern Fortschritte des Kupferhüttenprozesses in England. — B. u. h. Ztg. 1852. S. 265. No. 16.

3) das Röstschmelzen des Rohsteines mit heissem Winde auf Schwarzkupfer mit oder ohne Zuschlag von chlorhaltigen Substanzen;
4) das Raffiniren des Schwarzkupfers.

Nur in solchen Fällen, wo man aus zinnhaltigen Erzen ein reines Kupfer darstellen will, dürfte noch ein Separationsschmelzen mit dem Rohsteine vorzunehmen sein, welches man gewöhnlich mit dem Verschmelzen der reichen Schlakken verbindet und welches dem in §. 77 beschriebenen Schmelzen gleicht.

Von diesen Vorschlägen hat man indess in England keinen Gebrauch gemacht, die Prozesse besitzen noch ihre ursprüngliche Complicirtheit und meist nur an den Röstapparaten sind Veränderungen vorgenommen. Dies hat hauptsächlich darin seinen Grund, dass bei Veränderung der Hüttenprozesse die sicherste Basis der Handelsoperationen, nämlich das Verhältniss zwischen der Qualität des producirten Kupfers und der Beschaffenheit der zum Verkaufe kommenden Erze, genommen werden würde.

Im Nachstehenden soll zunächst von der Theorie der englischen Röst- und Schmelzarbeiten, den Apparaten, dann von den neueren Verbesserungsvorschlägen weiter die Rede sein.

Literatur üb. den engl. Prozess.

Zur Ergänzung der älteren Arbeiten von LE PLAY (S. 468) und GURLT (S. 469) über den englischen Kupferhüttenprozess dienen die neueren Mittheilungen von WARRINGTON SMYTH in seinen Vorträgen an der Bergschule in London, von ARTHUR PHILLIPS [1], von HYDE CLARK [2]), von NAPIER [3]), von PERCY [4]) und von RIVOT [5]). Fast allen Darstellungen ist, namentlich auch denen von RIVOT und PERCY, die LE PLAY'sche zum Grunde gelegt.

---

1) A manual of metallurgy by J. A. PHILLIPS. London 1852. p. 350.
2) Mining Journal 1858. No. 1215. — Allgem. Berg- u. hüttenm. Ztg. 1859. S. 6, 11, 49, 179, 229.
3) Philosophical magazine 1852. Vol. 4. p. 45; Vol. 5. p. 30.
4) Metallurgy by JOHN PERCY. London 1861. Vol. 1. p. 289—382, 454, 494. — B. u. h. Ztg. 1852. S. 316, 346.
5) RIVOT, Métallurgie du cuivre. Paris 1859. p. 117, 194. (Deutsch von C. HARTMANN, Leipzig 1860. S. 73, 116.)

§. 73. Röstung der geschwefelten Erze. Das ten der Erze geschieht aus den S. 339 angeführten Ur- sen und wird entweder in besondern Flammöfen ausge- t oder in solchen, welche gleichzeitig zum Schmelzen ien. Gewöhnlich sind die Flammöfen mit directer Feue- g vorgerichtet (England, Freiberg, Dillenburg), kommen jedoch auch Gasflammöfen (Freiberg) vor, und r sind besonders die in Wales gebräuchlichen Gas- nmöfen mit Klinkerrosten [1]) (Bd. I. S. 181, 515) zu er- nen, die sich zur Verwendung eines staubigen Brenn- erials eignen. Man lässt sich auf mehreren Eisenstangen der Asche des Brennmaterials (Anthracit und Steinkoh- einen künstlichen Rost von etwa 0,6 Meter Höhe bil- , auf welchem das Brennmaterial 0,6 bis 0,7 Meter hoch luft liegt. Durch in dieser Klinkermasse hergestellte schenräume und Canäle tritt die Luft, erwärmt sich und t das Brennmaterial, aus welchem sich brennbare Gase vickeln, die um so reicher an Kohlenoxydgas sind, je ieller die Luft einströmt. Die Steinkohlen, welche man B. auf der Hafordhütte bei Swansea verwendet, be- en aus einem Gemenge von backender Kohle von nydd-Newydd (*a*) und von Sandkohlen von Tyrcenol und Pentrefelin (*c*), jede zu gleichen Theilen. Dieselben en eine zusammensinternde Asche und haben nach PERCY ende Zusammensetzung: Verschiedenheit der Röstapparate. Englische Flammöfen mit Klinkerrosten.

| | a. | b. | c. |
|---|---|---|---|
| Kohlenstoff . . . . . | 73,87 | 76,81 | 78,49 |
| Wasserstoff . . . . . | 3,73 | 3,42 | 3,73 |
| Sauer- u. Stickstoff . . | 8,02 | 5,65 | 4,15 |
| Kieselerde . . . . . | 5,05 | 4,68 | 4,24 |
| Thonerde. . . . . . | 3,75 | 3,74 | 3,29 |
| Eisenoxyd . . . . . | 0,88 | 0,10 | — |
| Kalkerde. . . . . . | 0,83 | 0,60 | 0,27 |
| Bittererde . . . . . | 0,28 | 0,28 | 0,19 |
| Kali . . . . . . . | 0,36 | 0,39 | 0,16 |
| Natron . . . . . . | 0,09 | 0,12 | 0,07 |
| Schwefelsäure . . . . | 0,23 | 0,54 | 0,69 |
| Schwefelkies { Eisen . . | 1,36 | 1,71 | 2,16 |
| Schwefelkies { Schwefel. | 1,55 | 1,96 | 2,56 |

[1]) Allgem. B. u. h. Ztg. 1859. S. 50.

Wirkung ser Oefen.

Die zur Verbrennung der Steinkohlengase dienende Luft tritt durch besondere Oeffnungen in den Ofen. Da sie schwerer ist, als die heissen Gase, so nimmt sie zunächst den Raum über dem Röstgute ein und wirkt auf dieses kräftig oxydirend, während die nach oben gehenden heissen brennbaren Gase an ihrer untern Fläche in Berührung mit der atmosphärischen Luft verbrennen und so die zur Röstung erforderliche gleichmässige und gemässigte Temperatur geben. Le Play hat die Einflüsse näher ermittelt, welche bei Zuführung von zu viel oder zu wenig Luft auf den Prozess hervortreten (Bd. I. S. 505).

ltere und uere Röstöfen.

Die Röstöfen (Bd. I. S. 510) unterscheiden sich hauptsächlich hinsichtlich ihrer Herdgrösse. Die kleineren Oefen, wie sie von Le Play (Bd. I. S. 515, Taf. X. Fig. 236, 237) oder in ihrer besten Construction von Percy (Taf. V. Fig. 107—112) angegeben, fassen 3—4 Tonnen Erz, dagegen die neuern grösseren nach Percy (Taf. V. Fig. 113—118) Posten von 7 Tonnen. Die Dimensionen der Röstöfen werden hauptsächlich durch die Verhältnisse des Röstens zu den andern Betriebszweigen bestimmt.

Kleinere Röstöfen.

In Fig. 107—112, Taf. V. (kleinere Oefen) bezeichnet *a* den Klinkerrost. *b* Herd mit den Oeffnungen *c* zum Einlassen der gerösteten Erze in die Gewölbe *d*. *e* Chargiröffnungen im Gewölbe mit dem Erzrecipienten *f* in Verbindung. *h* Canal mit der atmosphärischen Luft in Communication, aus welchem dieselbe durch 3 Oeffnungen *i* auf den Herd strömt, wodurch nicht nur die Röstung befördert, sondern auch die Feuerbrücke gekühlt wird. *k* bogenförmige gemauerte Zunge, zum Schutze des Erzes gegen die zu hohe Temperatur hinter der Feuerbrücke, eine 1812 von William Evetts in Sheffield patentirte Einrichtung. *l* Fuchs. *m* Esse. *n* Arbeitsöffnungen. *o* Schürloch. *w* Verankerung. *x* Trageisen für das Gezäh zum Rosträumen.

Grössere Röstöfen.

Bei den grösseren Röstöfen (Taf. V. Fig. 113—118) haben die Buchstaben dieselbe Bedeutung, wie bei den vorhergehenden; nur bezeichnet noch *p* Fülltrichter. Die Gewölbe *d* zur Aufnahme des gerösteten Erzes stehen durch die Oeffnungen *q* mit Canälen *r* in Verbindung, aus denen die vom Röstgut entlassenen Dämpfe in den Quercanal *s* und

aus diesem in den Schornstein treten. Zwischen Fuchs *l* und Schornstein befindet sich ein für mehrere Oefen gemeinschaftlicher Canal *u*.

Von den chemischen Vorgängen beim Rösten war Bd. I. S. 72. ausführlich die Rede. Der Schwefel darf durch die Röstung nicht vollständig ausgetrieben werden, sondern es muss so viel davon im Röstgut bleiben, als demnächst beim Rohschmelzen zur Bildung von $Cu^2 S$ und einer solchen Menge $Fe^2 S$ erforderlich ist, dass der Eisengehalt des letzteren im Gewichte etwa dem des Kupfers gleich kommt. Antimon- und arsenhaltige Erze bedürfen einer starken Röstung unter Zuschlag von reinen Kiesen (S. 340), wenn demnächst beim Rohschmelzen eine hinreichende Menge von Kiesen in die Beschickung gegeben werden kann, sonst muss die Röstung schwächer geschehen. Unter Entwicklung wasserfreier, durch Absorption von atmosphärischen Wasserdämpfen weisse Wolken bildender Schwefelsäure verwandeln sich die Schwefelungen beim Rösten theilweise in Oxyde, schwefelsaure, antimonsaure und arsensaure Salze, theilweise in niedrigere Schwefelungen und es gibt zur Beurtheilung des Röstprozesses das mehr oder weniger starke Zusammenbacken der Erze nach dem Umkrahlen, die Temperatur im Ofen, die Beschaffenheit der aus dem Feuerungsraum austretenden Flamme, die Zeit etc. ein Anhalten. Den Verlauf der Röstung durch Analyse der Röstproducte haben LE PLAY (c. l.) und NAPIER[1]) verfolgt.

**Chemische Vorgänge beim Rösten.**

VIVIAN's ältere Versuche zur Condensation des Röstrauches in langen, feuchten Canälen gaben ungenügende Resultate (Bd. I. S. 545); bei Benutzung des Rauches zur Schwefelsäurebereitung litt der Zug des Ofens (was bei Anwendung von Unterwind unter dem Roste nicht eingetreten sein würde), weshalb man, nicht ohne Gefahr für die benachbarte Vegetation, den Rauch in hohe Schornsteine leitet.

Nach J. CAMERON erleidet ein Erz von der Zusammensetzung

---

1) Philosoph. Magaz. 1852. Vol. 4. p. 45. Vol. 5. p. 20. — PERCY, Metallurgy. I, 383.

| Cu | Fe | S | S̈i |
|---|---|---|---|
| 8 | 24 | 23 | 45 |

beim Rösten nachstehende Veränderung:

| | Vor dem Rösten | Nach dem Rösten | |
|---|---|---|---|
| Schwefelkupfer | 8 Cu<br>2 S | 8 Cu<br>2 S | $Cu^2S$ |
| | | 10 S | Verlust oder ersetzt durch |
| Schwefeleisen | 21 S<br>24 Fe | 5,4 O<br>12 Fe | Eisenoxydul |
| | | 11 S<br>12 Fe | $Fe^3S^2$ |
| Kieselerde | 45 | 45 | |

Die beim Rösten vorkommenden Manipulationen sind die Bd. I. S. 513. angegebenen.

Bei einem hinreichenden Vorrath von oxydischen Erzen neben geschwefelten kann ein Rösten der letzteren ganz überflüssig werden (Elbuferkupferwerk).

**Vorgeschlagene Modificationen beim Rösten.**

Zur Verbesserung der üblichen Röstmethode sind hauptsächlich nachstehende Vorschläge oder Versuche gemacht, welche aber erstere wenig oder gar nicht verdrängt haben:

**Parkes' Röstmethode.**

Gurlt [1]) weist nach, dass bei dem in England üblichen Röstverfahren mit grossen Chargen (140 Ctr.) in den gewöhnlichen Flammöfen nur etwa der fünfte Theil der Charge durch die Röstung verändert und in Folge dessen bei dem Verschmelzen des Röstgutes nur eine geringe Concentration des Kupfers erreicht wird. Weit vollkommener gelangt man zum Ziele, wenn man die Erze in feinzertheiltem Zustande in Parkes' Doppelofen [2]) mit Krahlvorrichtung bei Zuschlag chlorhaltiger Substanzen (5 % Kochsalz, Chlorcalcium, Chlorbarium oder Salzsäure und Kohlengestübbe) röstet, wobei Chlorantimon und Chlorarsenik verflüchtigt werden. Parkes' Röstofen (Bd. I. S. 517) findet sich z. B. in Anwendung auf den Pembrey Kupferwerken zu Carmanthenshire in Südwales. Derselbe zeichnet sich durch ein be-

1) B. u. h. Ztg. 1852. S. 267.
2) B. u. h. Ztg. 1852. S. 304. — Dingl. CXX, 190.

deutendes Förderquantum, geringen Brennmaterialaufwand und eine gute Röstung des Productes aus und hat nachstehende Einrichtung: *a* unterer kreisrunder Herd, *b* oberer Herd, *c* Gewölbe, auf welchem der untere Herd ruht, *d* Gewölbe, mit dem unteren Herd in Verbindung, *e* Oeffnungen, mit dem untern Herd in Verbindung, *f* Gewölbe für den unteren Herd, *g* Gewölbe für den oberen Herd, *h* quadratische Oeffnungen zwischen dem unteren und oberen Herde, *i* Arbeitsthore, *k* Löcher zum Chargiren, *l* hohle stehende eiserne Welle mit zwei Armen, an welchen sich Zinken befinden, *m* Feuerung, *n* Feuerbrücke, *o* Schlitz zur Verbindung des unteren und oberen Herdes, *p* Fuchs, *q* Esse. Auch sind convexkonische Herde [1]) mit rotirender Bewegung in Vorschlag gebracht.

2) LONGMAID [2]) röstet kiesige Kupfererze vorsichtig mit Kochsalz, indem er durch gebrannten Kalk getrocknete Luft zuführt. Das sich dabei entwickelnde Chlor dient zur Chlorkalkbereitung. LONGMAID's Röstmethode.

3) MITSCHELL, ALDERSON und WARRINER [3]) sehen bei den von ihnen vorgeschlagenen. Verbesserungen auf eine möglichst sorgfältige Röstarbeit und überzeugen sich von dem Gange derselben durch öftere Anstellung von Laugproben. MITSCHELL's etc. Röstmethode.

4) SUSSEX [4]) will den Schwefel theils durch Kohlenzusatz als Schwefelkohlenstoff, theils durch Zuschlag von alkalischen Salzen entfernen. HILL [5]) sucht die Röstung durch Zuleitung von aus Braunstein entwickeltem Sauerstoff zu befördern und dadurch den Rauch vollständiger zu verbrennen; beide Methoden dürften kein Glück machen, desgleichen nicht die vorgeschlagene Anwendung eines galvanischen Stroms. SUSSEX' Röstmethode. HILL's Röstmethode.

5) BUDD und MORGAN [6]) empfehlen die Anwendung heisser Luft beim Rösten und Schmelzen und schlagen hier- BUDD's und MORGAN's Röstmethode.

---

1) LAMP., Fortschr. 1839. S. 54.
2) TUNNER's Jahrb. 1852. S. 157.
3) B. u. h. Ztg. 1852. S. 286.
4) Bgwfd. XII, 525.
5) B. u. h. Ztg. 1852. S. 287.
6) Bgwfd. X, 115.

zu besonders construirte Oefen vor; schon von DAVY wurde überhitzte Luft zum Rösten von Kupfererzen empfohlen, deren Anwendung indess nach GURLT[1]) grosse Schwierigkeiten entgegenstehen möchten.

CUMENGE's Röstmethode.

CUMENGE[2]) hat Wasserdampf mit dem besten Erfolge beim Rösten antimon- und arsenhaltiger Kupfererze angewandt.

Zweck dieser Operation.

§. 74. **Darstellung von Roh- oder Bronzestein** (*regulus, coarse metal*) **aus gerösteten und ungerösteten Erzen.** Diese Operation bezweckt das Kupfer von den erdigen Gangarten und von einem Theil der in den gerösteten Erzen enthaltenen fremden Metalloxyde durch ein solvirendes und reducirendes Schmelzen abzuscheiden.

Chemische Vorgänge.

Dabei spielt der Schwefel eine Hauptrolle, indem die beim Rösten unzersetzt gebliebenen Schwefelmetalle beim Schmelzen in sehr hoher Temperatur die Oxyde und schwefelsauren Salze zerlegen (S. 356). Es setzt sich bei höherer Temperatur zunächst Eisenoxyd mit Schwefeleisen zu schwefliger Säure und sich verschlackendem Eisenoxydul um, bei steigender Temperatur wird das im Röstgut enthaltene Kupferoxyd vom Schwefeleisen und Schwefelkupfer unter Bildung von Eisenoxyd und metallischem Kupfer zerlegt, welches letztere sich theilweise in dem gebildeten Stein auflöst, theilweise von Eisenoxyd in Kupferoxydul übergeführt wird. Dieses wird bei der höchsten Schmelzhitze des Ofens nebst Eisenoxydul von der entweder im Erze vorhandenen oder zugeschlagenen Kieselerde aufgelöst. Indem nun aber der Stein bei möglichst flach gelegtem Schmelzherd die Schlacken in feinen Perlchen durchdringt, setzt sich das darin enthaltene Kupferoxydul mit dem Schwefeleisen des Steines in Eisenoxydulsilicat und Schwefelkupfer um, so dass also, so lange Schwefeleisen in einer gut geschmolzenen Masse vorhanden ist, nur wenig Kupfer verschlackt wird $(3\,\dot{\mathrm{Cu}} + 3\,\acute{\mathrm{Fe}} + \ddot{\mathrm{Si}} = 3\,\dot{\mathrm{Fe}}\,\ddot{\mathrm{Si}} + 3\,\acute{\mathrm{Cu}})$.

Hieraus geht hervor, dass es beim Rösten darauf an-

1) B. u. h. Ztg. 1852. S. 289, 301.
2) B. u. h. Ztg. 1853. S. 33. — Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1854. S. 421.

kommt, so viel Schwefel im Röstgut zurückzuhalten, dass, nachdem beim Schmelzen ein grosser Theil Sauerstoff des Röstgutes durch den Schwefel entfernt, von letzterem noch ein hinreichendes Quantum zur Aufnahme des Kupfers übrig bleibt. Bei zu weit getriebener Röstung setzt man beim Rohschmelzen wohl ungeröstete Erze zu; eine zu schwache Röstung veranlasst die Erzeugung eines kupferarmen Steins. Der Bildung von Eisensauen und der Entstehung von Schwarzkupfer beim Rohschmelzen wirkt das Vorhandensein von Schwefel kräftig entgegen. Bei strengflüssiger, quarziger und thoniger Beschickung gibt man Zuschläge von Flussspath und reichen Kupferschlacken.

Der Hauptzweck bei diesem Schmelzen ist, wie bereits angeführt, alles in der Beschickung enthaltene Kupfer im Stein anzusammeln und möglichst kupferreine, absetzbare Schlacken zu erzeugen. Dieser Zweck wird nicht ganz erreicht, indem die Schlacken gewöhnlich kupferreicher ausfallen, als beim Schachtofenschmelzen, weshalb die Aufmerksamkeit besonders darauf zu richten ist, so viel als thunlich durch die Vollkommenheit der Arbeit die an dem Verfahren selbst haftenden Fehler zu verbessern.

Nach Le Play's[1]) Untersuchungen ist das Kupfer nur als Stein in den Schlacken mechanisch eingemengt, nicht im oxydirten Zustande als Silicat vorhanden, weil das in den Schlacken stets vorkommende Eisensulphosilicat (S. 353.) vorhandenes oxydirtes Kupfer sofort schwefelt.

Nach Percy ist zur Erklärung der chemischen Vorgänge bei dem Rohschmelzen die Annahme eines Eisensulphosilicates nicht erforderlich, obgleich es eine solche Verbindung gibt, z. B. im Helvin und in manchen Eisenhohofenschlacken.

Antimon und Arsen werden theils bei den Röstprozessen verflüchtigt, theils beim Schmelzen, indem durch den Röstprozess gebildete antimon- und arsensaure Salze durch Kieselsäure zerlegt werden. Aber sie finden sich zum grossen Theil immer im Stein wieder. Auch scheint Flussspath unter Einwirkung von schwefelsauren Dämpfen flüch-

1) Le Play c. l. p. 100.

tiges Fluorarsen zu bilden, jedoch unter Erzeugung von flüchtigem Fluorkupfer einen Kupferverlust herbeizuführen. Ein Zinngehalt des Erzes geht theils in den Stein, theils in die Schlacken.

Zur Vermeidung von Kupferverlusten ist es unzweckmässig, schon beim Erzschmelzen Schwarzkupfer (S. 350) zu erzeugen, es sei denn, dass man bei sehr unreinen Erzen eine Reinigung des Steines bezwecken will. Ein Zinkblendegehalt der Erze veranlasst die Bildung von strengflüssigem Stein und Schlacke; ein Bleiglanzgehalt kann zur Reinigung des Kupfers von Antimon und Arsen beitragen.

Schmelzöfen. Die Schmelzöfen (Bd. I. S. 519) unterscheiden sich von den Röstöfen hauptsächlich durch einen kleineren Herd und einen grösseren Feuerungsraum. Der Herd ist seltener länglich viereckig, als oval.

Die älteren Oefen mit quer durchgehender Verankerung besitzen nach Le Play[1]) (Taf. VI. Fig. 125, 126) folgende Haupttheile: *a* Schlackensohle mit einiger Neigung nach dem Sumpfe *b*. *c* Arbeitsthür. *d* Schieber vor derselben. *e* Sandtiegel zur Aufnahme der Schlacken. *f* gusseiserne Rinne zum Ablassen des flüssigen Steines in das mit Wasser gefüllte Basin *g*. *h* Krahn, mittelst welches die in einem Blechcylinder angesammelten Granalien aus dem Gefässe *g* in die Höhe gewunden werden. *i* Fuchs. *k* Esse. *l* Trichter. *m* Klinkerrost. *n* Träger zum Auflegen des Rosträumgezähes.

Die neueren Oefen haben nur eine seitliche Verankerung und nach Percy folgende Construction (Taf. V. Fig. 119—124.): *a* Feuerungsraum. *b* Schürloch. *c* Feuerbrücke, theilweise hohl und durch die Eisenplatte *d* unterstützt. *e* Sandherd mit einiger Neigung nach der Stichöffnung *f*. *g* Chargirtrichter. *h* Arbeitsöffnung. *i* gewölbter Canal, über welchem plattes Mauerwerk zur Aufnahme des Sandherdes. *k* Fuchs. *l* Schornstein, meist nur für einen Ofen, seltener für mehrere. *m* Aschenfall. *n* Verankerung. *o* Flammloch.

1) Hyde Clarke in: Allgem. B. u. h. Ztg. 1859. S. 13, 50.

Das innere Ofengemäuer besteht aus feuerfesten Steinen, das Herdgewölbe vorzugsweise aus Quarzziegeln oder Dinas[1]), die Aussenseiten aus gewöhnlichem Mauerwerk. Während die Bleierzflammöfen (S. 63) wegen der darin hervorzubringenden difficilen Reactionen in ihren Herddimensionen sich nur wenig verändern dürfen, so benutzt man Kupfererzflammöfen, in denen es hauptsächlich nur auf die Hervorbringung einer hohen Temperatur ankommt, so lange als möglich, was bei stattgehabtem Wegfressen der Ofenwände allerdings nur auf Kosten eines grösseren Brennmaterialverbrauchs geschehen kann.

Bei dem Rohschmelzen kommen nachstehende Operationen vor: Schmelzoperationen.

1) Das Einschmelzen des Herdes aus einem feuerfesten Sand (Bd. I. S. 368, 525) oder einer künstlich zusammengesetzten Masse, welche aus stark gebranntem, feingesiebten Quarz und Schlacke von hohem Silicirungsgrad besteht.

Man bringt eine 1 Fuss hohe Sandlage in den Herd, drückt sie fest, erhitzt stark, streut etwas Steinschlacke über und schmilzt. Darauf kommt eine zweite nur wenige Zoll dicke Lage Sand mit darüber gestreuter Schlacke und darauf die dritte Lage, so dass nach dem Fritten der Sandherd meist 20 Zoll, seltener nur 12 Zoll Dicke hat und in letzterem Falle nur aus einer Lage besteht, welche vor der Stichöffnung eine geringe muldenförmige Vertiefung erhalten hat. Von wesentlichem Einfluss auf die Dauer des Herdes ist der Aggregatzustand des Schmelzgutes, ob dasselbe in Stücken oder in Schliegform zur Verarbeitung kommt (Bd. I. S. 525). Bei letzterer geht auch das Schmelzen auf der Oberfläche nur langsam vor sich, indem die zwischen den einzelnen Schliegtheilen eingeschlossene Luft als schlechter Wärmeleiter das Eindringen der Hitze nach der Tiefe erschwert.[2]) In solchem Falle führt es meist zu einer Brennmaterialersparung, wenn man statt einer raschen hohen Temperatur

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 116.
2) Oest. Ztschr. 1859. S. 309.

[redacted]



eine allmälig gesteigerte gibt. Die Ofensohlen dauern oft 12 Monate und nehmen häufig eine bedeutende Kupfermenge auf, wodurch das Ausbringen unsicher und ein todtes Capital erhalten wird. Das Ausbrechen der Sandherde ist häufig mit grossen Schwierigkeiten verbunden (Bd. I. S. 527).

2) Das Chargiren, wobei man Erze und Flussmittel durch einen im Gewölbe des Ofens mündenden Trichter auf den Herd stürzt, die Beschickung gleichförmig auseinander zieht und dann durch die Arbeitsthür mit den Händen oder mit Schaufeln die Schlacken einwirft, worauf die Arbeitsthür dicht geschlossen wird.

3) Die Führung des Schmelzens durch fortwährende Unterhaltung der Feuerung und Steigerung der Temperatur, damit die Massen in Fluss kommen. Dabei untersucht man öfter den Herd und sucht ihn frei von Ansätzen zu halten, aber auch das Wegschmelzen desselben resp. durch Verlängerung oder Abkürzung der Schmelzzeit zu verhindern.

4) Das Umrühren des Schmelzpostens geschieht in dem Momente, wo die erste Reaction der Bestandtheile der Beschickung stattgefunden, was sich durch Aufhören des Aufschäumens und das Herumschwimmen von zusammengesinterten Substanzen am Rande und auf der Oberfläche des Bades zu erkennen gibt. Durch dieses Umrühren sollen die zusammengesinterten Quarztheilchen getrennt und in der Schlacke aufgelöst, zertheilt, sowie auch die Steinkörner frei gemacht werden, damit sie zu Boden gehen können. Nach dem Umrühren wird die Arbeitsthür wieder geschlossen und die Temperatur auf den höchsten Grad gesteigert.

5) Abzug der Schlacken und Abstechen des Bronzesteines. Kurze Zeit nach dem Umrühren sticht man den Stein ab und leitet ihn in einem dünnen Strahl in einen mit fliessendem Wasser gespeisten Behälter, wobei sich kleine linsengrosse Granalien davon bilden, welche gut rösten. Auf einigen Hütten in Wales lässt man den Stein in eiserne Formen laufen, schmilzt die erhaltenen Blöcke nochmals um und granulirt erst dann, wobei demnächst ein besseres Kupfer erfolgt (Haford), oder der Stein fliesst in Sand-

formen und wird gepocht. Vor dem Abstechen wird die Schlacke mit einer eisernen Krücke durch die Arbeitsthür in Sandbetten abgezogen und nach ihrem Gehalt an Steintheilchen separirt. Da das Volum des von einem Schmelzposten erlangten Steines gering ist, so wird der Stein gewöhnlich immer nach zwei Schmelzungen abgestochen. Sobald der Schlackenabzug von der ersten Charge vollendet worden, wird eine neue Charge durch den Trichter herabgelassen und demnächst der Stein von beiden Chargen abgestochen.

Die hauptsächlichsten Schmelzproducte sind: Schmelzproducte.

1) Rohstein (*regulus, coarse metal*), spröde, auf dem Bruche krystallinisch, uneben, mehr oder weniger körnig, gewöhnlich blasig und von bronzeähnlicher Farbe. Derselbe darf nicht viel über 30 %, höchstens 35 % Kupfer enthalten, weil sonst die Schlacken zu reich und die Granalien zu grob werden. Solche groben Granalien rösten schlechter im Flammofen sowohl, als in Kilns ab, in letzteren dann nur bei fast ganz abgeschlossenem Luftzutritt, weil sonst die Abkühlung zu stark wird.

Der Stein muss etwa die Zusammensetzung des Kupferkieses haben. Als höchste und niedrigste Metallgehalte im Stein fand NAPIER

| | | |
|---|---|---|
| Kupfer | 21,1 | 39,5 |
| Eisen | 33,2 | 36,4 |
| Schwefel | 45,5 | 25,0. |

Nach PERCY ist die von LE PLAY aufgestellte Formel $3\,\dot{Cu} + \ddot{Fe} + 4\,\dot{Fe}$ für den Rohstein nicht immer zutreffend. Ein Stein mit 33,7 % Cu hatte 4,56 spec. Gew.

2) Rohschlacke[1]) (*ore-furnace-slag*); sie ist spröde, compact, dunkel, häufig porphyrartig, indem in einer dunkeln Grundmasse eckige Quarzbruchstücke sich befinden (Bd. I. S. 832). Da sich eingemengte Steintheile in den Schlackenstücken grösstentheils nach unten ziehen, so zerschlägt man letztere und sondert den Stein möglichst ab. Die reinen Schlacken dürfen nicht über $^1/_2$ % Kupfer enthalten.

1) v. LEONHARD's Hüttenerzeugnisse. 1858. S. 12.

[redacted]



Die Beschaffenheit der Schlacke (meistens Gemenge von Bi- und Singulosilicaten) ist auf den Schmelzgang von wesentlichem Einflusse; bei zu grosser Dünnflüssigkeit vermengt sie sich leicht mit einem Theile Stein während des Schlackenziehens und hinterlässt, namentlich bei einer zinkischen Beschickung, leicht Ansätze auf dem Herde, dagegen erfolgt bei zu zäher Beschaffenheit derselben die Separation aus ihr unvollkommen.

Im Allgemeinen zieht man die Bildung einer zähflüssigeren, höher silicirten Schlacke der geringeren Kupferverluste wegen einer zu rasch erstarrenden, dünnflüssigen, basischen Schlacke vor. Der Kupfergehalt in letzterer kann 5 % und mehr betragen.

**Modificationen beim Schmelzen.**

Zur Abänderung des beschriebenen Schmelzverfahrens sind unter anderen nachstehende Vorschläge und Versuche gemacht:

**Schneider's Methode.**

Schneider[1]) schlägt auf seiner Kupferhütte zu Swansea zur Entfernung des Antimons und Arsens nach dem gewöhnlichen Schmelzen der Kupfererze, bevor der Stein abgestochen ist, Glaubersalz und Kohlenpulver zu, wobei sich Doppelsalze von geschwefeltem Arsen, Antimon und Natrium bilden, welche sich auflösen, wenn der Stein in Wasser abgestochen wird. Die Nachrichten über den Erfolg im Grossen lassen diesen Gegenstand jedoch sehr zweifelhaft.

**Napier's Methode.**

2) Auf englischen Hüttenwerken, z. B. auf den Spitty-Werken zu Loughor bei Swansea ist einige Zeit lang Napier's Schmelzprozess[2]) für antimon-, arsen- und zinnhaltige Erze ausgeführt. Die geschwefelten Erze werden 9 Stunden lang geröstet, dann mit 120 Pfd. Glaubersalz, 40 Pfd. gelöschtem Kalk und 60 Pfd. Steinkohlen geschmolzen, um lösliche Schwefelsalze von Antimon, Arsen und Zinn zu bilden. Nach Ausziehung derselben durch Wasser wird der zurückbleibende Stein auf Schwarzkupfer verschmolzen. Nach Percy[3]) ist die Wirkung obiger Zuschläge eine unvollkom-

1) Tunner's Jahrb. 1852. S. 157.
2) Bgwfd. XI, 584; XII, 270. — B. u. h. Ztg. 1852. S. 285.
3) Percy, Metallurgy. I, 382. — Mining and smelting magazine 1862. No. 2. p. 124.

mene (Analyse der Producte Bd. I. S. 860). Leichter als mit geschwefelten Erzen ist das Schmelzen von oxydirten Erzen mit Kochsalz, Kalk und Kohle auf Schwarzkupfer nach Napier's Methode.

3) Rivot und Phillips [1]) haben versucht, mit Hülfe des electrischen Stromes und mit Eisenstäben eine directe Darstellung von reinem Kupfer aus gerösteten Erzen in einer Operation zu bewirken; das Verfahren hat jedoch keine allgemeine Anwendung gefunden und scheint nur bei sehr reichen Erzen sich zu bewähren. Der electrische Strom [2]) zur Zerlegung des Schwefelkupfers im Kupferkies ist nur ein ungenügendes Mittel. Rivot's und Phillip's Schmelzmethoden.

4) Nach Beudant's und Benoit's Patent [3]) werden Antimon und Arsen durch einen Zuschlag von Bleiglanz und Eisen aus dem Rohstein entfernt, indem sich beide sowohl mit dem Eisen, als auch mit dem durch dasselbe ausgeschiedenen Blei verbinden. Beudant's u. Benoit's Methode.

5) Low [4]) setzt dem Schmelzen ein Gemenge von Braunstein, Graphit, Salpeter und Kohle zu, wodurch der Prozess wesentlich abgekürzt und wenig Kupfer verschlackt werden soll. Nach Tunner [5]) sollen bei Low's Verfahren, welches auf dessen Kupferhütte zu Penclawdd ausgeführt ist, die Erze mit Mineralwasser einer Vorbereitung unterzogen werden. Low's Methode.

§. 75. Rösten des Roh- oder Bronzesteines. Dieses geschieht ähnlich, wie das der Erze, nur wendet man gegen das Ende desselben eine höhere Temperatur an, um den Stein bis zu einem gewissen Grade abzurösten. Der Stein kommt in Form von Granalien oder nach Truemann's Methode [6]) im gepochten oder gewalzten Zustande zur Verfahren.

---

1) Ann. d. min. 4. sér. Tom. XIII, 251. livr. 1. de 1848. — Bgwfd. XI, 696; XII. 406. — B. u. h. Ztg. 1850. S. 593; 1852. S. 268, 303. — Percy, Metallurgy. I, 385.
2) Bgwfd. I, 266, 539; XII, 406. — Dingl., XV, 192; LXIX, 265. B. u. h. Ztg. 1852. S. 303.
3) Percy, Metallurgy. I, 372.
4) Bgwfd. XII, 669. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 62.
5) Tunner's Jahrb. 1852. S. 157.
6) Allgem. b. u. h. Ztg. 1859. S. 180.

Röstung. Bei gut geleiteter Röstung behält das Material seine Pulverform, bei zu hoher Temperatur tritt eine die Röstung behindernde Sinterung ein; bei zu niedriger Temperatur erhält man ein Product von gutem äussern Ansehen, welches aber beim Schmelzen einen zu eisen- und schwefelreichen Stein gibt. Der Grad der Röstung hängt von dem Verhältniss der reinen Erze ab, welche beim nachfolgenden Schmelzen zugesetzt werden können.

Ein unreinerer Bronzestein muss weiter abgeröstet werden, als ein reiner, wenn beim Schmelzen reine, theilweise kiesige Erze in grösserer Menge zu Gebote stehen.

Nach NAPIER hat der Stein vor *(a)* und nach der Röstung *(b)* folgende Zusammensetzung:

| | *a* | *b* |
|---|---|---|
| Cu | 32 | 33 |
| Fe | 36 | 36 |
| S | 25 | 13 |
| O | — | 11 |
| Unlöslich. | 7 | 7 |

§. 76. Verschmelzen des gerösteten Rohsteins auf verschiedene Concentrationssteine. Das Verschmelzen des Rohsteins geschieht im Erzschmelzofen, dessen Herd aus zwei Sandlagen besteht, einer unteren von 9 Zoll und einer oberen von 3—4 Zoll Dicke, von welchen die untere selten einer Reparatur bedürftig wird.

**Schmelzofen.**

**Modificationen beim Schmelzen.**

Je nachdem nun auf den Hüttenwerken mehr oder weniger oxydische Erze und Producte (reiche Schlacken) zur Disposition stehen und bei grösserer oder minderer Reinheit der Erze rascher oder langsamer auf die Bildung von metallischem Kupfer (S. 373) hingearbeitet werden darf, hat man es durch den Zuschlag von den genannten oxydischen Substanzen, sowie durch schwächere oder stärkere Röstung des Rohsteines in der Gewalt, Leche von verschiedener Zusammensetzung (blauer, weisser und Pimplestein) zu erzeugen und diese durch nochmalige Concentration unter Ausscheidung von mehr oder weniger Kupfer (Böden) zu reinigen (S. 374).

Nach FIELD [1]) bestehen die Rohsteine im Wesentlichen

1) Mining and smelting magazine 1862. Vol. I. p. 324. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 343.

aus 3 $\dot{\text{Cu}}$ + $\dddot{\text{Fe}}$ + $\dot{\text{Fe}}$ + 2 $\dot{\text{Fe}}$ (Analyse *a*) und gehen bei weiterer Concentration allmälig in 6 $\dot{\text{Cu}}$ + $\dddot{\text{Fe}}$ + $\dot{\text{Fe}}$ + 2 $\dot{\text{Fe}}$ (Analyse *b*), 12 $\dot{\text{Cu}}$ + $\dddot{\text{Fe}}$ + $\dot{\text{Fe}}$ + 2 $\dot{\text{Fe}}$ (Analyse *c*), dann in $\dot{\text{Cu}}$ und endlich in metallisches Kupfer (2 $\dot{\text{Cu}}$ + $\dot{\text{Cu}}$ = 4 Cu + $\ddot{\text{S}}$) über. Je reicher an $\dot{\text{Cu}}$, um so schwieriger werden die Steine von Salzsäure angegriffen. Nachfolgende Analysen bestätigen obige Zusammensetzung:

| | *a* | *b* | *c* |
|---|---|---|---|
| Cu | 36,12 | 49,71 | 61,34 |
| Fe | 36,78 | 25,35 | 15,61 |
| S | 27,08 | 24,85 | 22,90 |

Blaumetalldarstellung.

A. Darstellung von blauem Stein oder Blaumetall *(blue-metal)*, x $\dot{\text{Cu}}$ + y $\dot{\text{Fe}}$ + z Cu. Verlangen unreinere Erze eine mehrmalige Steinconcentration oder soll aus reinen Erzen die beste Kupfersorte *(best selected copper)* dargestellt werden, so gibt man beim Verschmelzen eines unreinen Rohrostes gar keine oxydischen Zuschläge oder nur solche von mittelreichen, nicht zu stark gerösteten geschwefelten Erzen, oder man treibt bei sehr reinen Erzen die Röstung des Bronzesteins nicht zu weit, da dann wegen Mangels an oxydischen Verbindungen das Schwefeleisen des Steins durch deren Sauerstoffgehalt nicht völlig zersetzt werden kann. Dabei erfolgt ein kupferärmerer Stein mit Ausscheidung von metallischem Kupfer in seinen zahlreichen Höhlenräumen, welches letzteren Entstehung sich ungezwungener nach PLATTNER's (Bd. I. S. 709), als nach LE PLAY's Theorie (Bd. I. S. 708) erklärt. PERCY [1]) hat durch Versuche PLATTNER's Ansichten bestätigt. Je unreiner der Rohstein, auf einen um so kupferärmeren blauen Stein muss man hinarbeiten.

Der blaue Stein gibt nach mehr oder weniger vollständiger Röstung bei Zuschlag verschiedener Mengen oxydischer Producte oder beim Röstschmelzen reinere oder unreinere weisse Extrasteine mit oder ohne Ausscheidung von un-

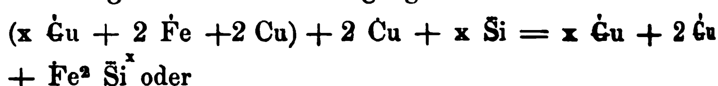
1) PERCY, Metallurgy. I, 352.

[redacted]

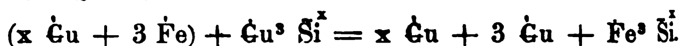


reinem metallischen Kupfer, und bei nochmaliger Concentration derselben Regulusstein, Metallstein, Concentrationsstein oder Feinmetall.

Es lässt sich auf diese Weise das Blaumetall ($x\ \dot{G}u + y\ \dot{F}e + z\ Cu$) in Weissmetall ($\dot{G}u$) unter allmäliger Abscheidung schädlicher Beimengungen überführen:



$$(x\ \dot{G}u + 2\ \dot{F}e + 2\ Cu) + 2\ \dot{C}u + x\ \ddot{S}i = x\ \dot{G}u + 2\ \dot{G}u + \dot{F}e^{2}\ \ddot{S}i^{x}$$ oder



$$(x\ \dot{G}u + 3\ \dot{F}e) + \dot{G}u^{3}\ \ddot{S}i^{x} = x\ \dot{C}u + 3\ \dot{G}u + \dot{F}e^{3}\ \ddot{S}i^{x}$$

Die zur Verschlackung des Eisens erforderliche Kieselerde liefert meist der den Steinbarren anhaftende Sand, sowie die Ziegelsteine und der Herd des Ofens.

Die Blaumetallschlacken sind um so ärmer an oxydirtem Kupfer, je reicher der Stein an Eisen; sie sind dicht, spröde, zuweilen krystallinisch; Bruch uneben, oberflächlich mit kleinen Höhlungen, auf frischem Bruche stark blaugrau, zuweilen mit bronzegelblichem Schimmer; Glanz zum Metallischen sich neigend, während eingeschlossene Steinkörner blaugrau und stärker metallisch glänzend sind.

Die Schlacken kommen zum Erz- oder Steinschmelzen und zwar an fremden schädlichen Beimengungen reichere mehr zu ersterem, als zu letzterem.

Weissmetalldarstellung.

B. Darstellung von weissem Stein oder Weissmetall (*white-metal*), $\dot{G}u$ mit bis 75 % Kupfer, meist mit 65—70 % Kupfer und 21—22 % Schwefel. Dieser Stein besteht im Wesentlichen aus $\dot{G}u$ ohne einen grösseren Gehalt an $\dot{F}e$, ist dicht, spröde, uneben im Bruche, von körnigem oder krystallinischem Gefüge, mit schwachem Metallglanz und stark blaugrauer Farbe. Derselbe lässt sich aus reineren Erzen, bei Zuschlag von oxydischen Erzen und Producten (Schlacken vom Schwarzkupferschmelzen und Raffiniren) in grösserer Menge direct darstellen, wenn es Zweck ist, nur gewöhnliche Kupfersorten zu gewinnen. Beim Erhitzen der richtig zusammengesetzten Beschickung schmelzen zunächst die im Rohstein enthaltenen unzersetzten

Schwefelungen, gelangen auf die Ofensohle und schützen diese gegen die Wirkung der Oxyde. Bei höher steigender Temperatur wird das Kupfer in den oxydischen Erzen und Producten durch Einwirkung des anwesenden Schwefeleisens und der Kieselerde (aus den Erzen, aus Zuschlägen von Quarz, Herdsand, den Ziegelsteinen des Ofengemäuers etc.) geschwefelt, das oxydirte Eisen aber verschlackt (S. 348):



$$\dot{G}u + \dot{F}e + x\,\ddot{S}i = \dot{G}u + \dot{F}e\,\ddot{S}i$$



$$2\,\dot{C}u + 2\,\dot{F}e + x\,\ddot{S}i = \dot{G}u + S + \dot{F}e^{2}\,\ddot{S}i^{x}$$

Die Weissmetallschlacke ist der Blaumetallschlacke sehr ähnlich, enthält etwa 1,83 % oxydirtes Kupfer und kommt zum Erz- oder Steinschmelzen.

C. Darstellung von Pimple- oder Blasenstein *(pimple-metal)*. Um bei sehr reinem Rohstein möglichst rasch auf Kupfer zu kommen, gibt man beim Verschmelzen desselben einen Ueberschuss von oxydirten Erzen und Producten, in Folge dessen sich ein dem Weissmetall in Zusammensetzung, Farbe und Bruch ähnlicher Stein mit viel Höhlungen und blasenartigen Auswüchsen bildet, welche ausgeschiedenes metallisches Kupfer in grösserer Menge und oft in zolllangen Krystallen (Bd. I. S. 708) enthalten. Danach liegt also das Weissmetall zwischen Blau- und Pimplemetall. Geht es noch über den Zustand des Pimplemetalls hinaus und wird der Stein sehr reich an ausgeschiedenem Kupfer, so nennt man ihn *close regule*. Das Pimplemetall kann entweder gleich auf Schwarzkupfer verschmolzen oder zu einem zweiten Pimplemetall concentrirt werden. Pimplem schmelz

§. 77. Verschmelzen von Schlacken mit kiesigen Erzen auf weissen und rothen Stein. Dieser Arbeit werden zuweilen die an Kupfer ärmeren Schlacken von der Darstellung des blauen Steines, sowie die Schwarzkupferschlacken mit 10—12 % Kupferoxydul unterworfen, wenn dieselben bei den Steinarbeiten nicht vollständig consumirt werden, z. B. beim Verschmelzen reiner Erze, wo die Schlacken auch reiner ausfallen. Man bringt auf die Ofensohle magere Steinkohlen, darauf reine kiesige Erze und darauf die Schlacken, versetzt Alles bei verschlossenen Zweck Verfahr

Ofenthüren in Fluss und sticht die geschmolzenen Massen in Sandformen ab.

Durch Reaction des Kupferoxyduls auf den Kies bildet sich ein kupferhaltiger Stein, in welchen der in die Schlakken eingemengte Stein hineingeht; durch Berührung der Kohle mit dem Kupferoxydul wird ein nicht unbedeutender Theil metallisches Zinn und metallisches Kupfer reducirt, welche durch die Schlacken und den Stein hindurch auf die Herdsohle niederfallen und dabei die in dem Stein enthaltenen Unreinigkeiten (Arsen, Nickel, Kobalt etc.) aufnehmen (S. 357). Die Folge davon ist die Entstehung eines sehr reinen weissen Steines, welcher bei weiterer Verarbeitung das beste Kupfer *(best selected)* liefert. Bei schwefelreicher Beschickung entsteht rother Stein, welcher dem blauen Steine gleicht, gewöhnlich nur durch den Mangel an metallischem Kupfer, durch einen dichteren Bruch und einen grösseren Kupfergehalt sich davon unterscheidet.

Unter dem Steine befinden sich zwei bestimmte Schichten, eine untere als ein sehr unreines Schwarzkupfer (Böden, *bottoms*) und eine obere (harter Stein), aus einer spröden Legirung von Kupfer und Zinn bestehend, welche letztere Handelswaare ist. Hauptsächlich durch die Abscheidung des Zinnes erlangt der Stein seine gute Qualität. PLATTNER[1]) hat ein Verfahren angegeben, aus derartigen Producten auf nassem Wege Silber und Kupfer zu gewinnen.

§. 78. Röstschmelzen *(roasting)* der Concentrationssteine auf Schwarzkupfer *(coarse copper, blister copper)*. Die bei einer der vorhergehenden Operationen erhaltenen Concentrationssteine (weisse Steine, Pimplesteine, Feinmetall, Metallsteine) werden ohne Zuschläge in einem Erzschmelzofen erhitzt, dessen Feuerbrücke mit Luftzuführungscanälen, wie bei den Röstöfen (S. 472), versehen ist. Das Chargiren geschieht nicht durch einen Trichter, sondern durch eine Seitenthür. Der Zweck dieser Operation ist, den Schwefel als schweflige Säure zu entfernen und die fremden Bestandtheile durch Vergasung mit alleiniger Hülfe des Sauerstoffs oder durch Verschlackung

Zweck.

1) B. u. h. Ztg. 1853. S. 614.

mittelst Kieselerde, durch den den Lechblöcken anhaftenden Formsand geliefert, wegzuschaffen. In der ersten Periode der langsamen, tropfenweisen Einschmelzung bei Luftzutritt bildet sich aus den fremden Metalloxyden eine Schlacke, welche mehrmals abgezogen wird, und Kupferoxydul, welches schon theilweise auf das vorhandene Schwefelkupfer reagirt (S. 356). Man erniedrigt dann in der zweiten Periode bei Luftzutritt die Temperatur und lässt sich dabei auf der Oberfläche eine kupferoxydulreiche erstarrte Kruste bilden (das Setzen). Beim Wiedererhitzen der Masse in der dritten Periode reagirt das Oxydische auf das noch Geschwefelte energisch ein, wobei unter lebhafter Entwicklung von schwefliger Säure ein blasiges Schwarzkupfer *(blister-copper)* entsteht, welches aber, selbst wenn man das Setzenlassen und Wiedererhitzen mehrmals wiederholt, immer noch schwefelhaltig bleibt und erst beim Raffiniren völlig vom Schwefel befreit wird. Vor Beendigung des Prozesses werden die Luftzuführungscanäle geschlossen, starke Hitze gegeben und dann das Kupfer in Sandformen abgestochen, nachdem vorher Schlacken gezogen. Durch das Setzen und Wiederaufschmelzen der Charge beabsichtigt man die Einwirkung des Kupferoxyduls auf das Schwefelkupfer zu begünstigen, indem man die Temperatur so niedrig hält, dass eine zu bedeutende Kupferverschlackung nicht eintreten, wohl aber eine oxydirende Einwirkung des Kupferoxyduls auf das Schwefelkupfer und Schwefeleisen stattfinden kann.

Reactionen

Je mehr Schwefel der Stein enthält, um so öfter kann man die Oxydationsperioden wiederholen und um so reiner wird das Schwarzkupfer. Bei unreinem Metallstein schlägt man wohl reiche und reine geschwefelte Erze zu oder sticht den Metallstein auf reine kiesige Erze ab und unterwirft sie dann dem Röstschmelzen. Dieses kann um so schneller geschehen, je reiner der Stein.

Nach PARKES[1]) und KEATES[2]) wird durch Anwendung erhitzter Luft der Prozess beschleunigt und ein reineres Ausbringen erzielt.

---

1) B. u. h. Ztg. 1852. S. 340.
2) Berggeist 1857. S. 632.

[redacted]



Wesentlich ist für den Prozess, dass das Einschmelzen der Leche langsam geschieht, weil sonst die Entschwefelung durch den Luftzutritt nur eine geringe ist. Bei Verarbeitung von Blau- und Weissmetall gehen dieselben allmälig in Pimplekupfer (sogenannt von den blasenartigen Auswüchsen auf der Oberfläche) und aus diesem in Schwarzkupfer über. Nach Napier enthalten die so allmälig entstehenden Producte 89—95 % Kupfer, 2,4—0,3 % Eisen und 2,5—0,4 % Schwefel.

Die Schwarzkupferschlacke *(roaster-slag)* ist blasig, mehr oder weniger dünnsteinartig, ohne Metallglanz, stark röthlich braun oder grauschwarz, mit Körnern von metallischem Kupfer. Solche Schlacken enthalten nach Le Play 20 %, nach Percy an 44 % Kupfer als Oxydul und 0,85 % metallisch. Bei ihrem un- oder halbgeschmolzenen Zustande können in solchen Schlacken neben Oxyden in grösserer Menge Schwefelungen bestehen.

Darstellung von *best selected copper.* Soll die beste Kupfersorte[1]) *(best selected copper)* dargestellt werden, so nimmt man die reinsten Erze und leitet den Röstprozess (hier *selecting process* genannt) so, dass aus dem Weissmetall ein Theil Schwarzkupfer *(bottom,* Kupferböden) reducirt wird, welches einen grossen Theil der fremden Beimengungen aufnimmt, und ein reiner Dünnstein *(best regule, spongy metal)* erfolgt, welcher nöthigenfalls durch den *selecting process* abermals auf Schwarzkupfer und Dünnstein verarbeitet wird. Letzteren wandelt man dann erst in ein sehr reines Schwarzkupfer um. Dass sich in den Böden der grösste Theil der fremden Metalle concentrirt, rührt daher, dass das ausgeschiedene Kupfer die im Weissmetall enthaltenen Schwefelmetalle von Zinn, Antimon, Arsen etc. zerlegt (S. 357) und diese dann in das überschüssige Kupfer gehen, so dass dasselbe sehr unrein wird, während der gleichzeitig resultirende Stein reiner ausfällt.

Verarbeitung der Bodenkupfer. Beim Raffiniren dieser Bodenkupfer gibt man demnächst einen Zuschlag von Blei oder Kupferhammerschlag. Beim Raffiniren von Kanonenbronze[2]) beseitigt man das Zinn durch einen Zusatz von Chlornatrium.

1) Percy, Metallurgy, I, 364.
2) B. u. h. Ztg. 1859 S. 261.

Nach LE PLAY (a) und NAPIER (b) hatten solche Kupferböden nachstehende Zusammensetzung:

| | Cu | Sn | Sb | As | Pb | S | Fe | Ni | Mn. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| a. | 92,5 | 0,2 | — | 0,4 | — | 4,8 | | 1,6 | |
| b. | 74,0 | 13,8 | 4,5 | — | 0,8 | 3,9 | 2,5 | — | — |

VIVIAN, HERRMANN und MORGAN [1]) haben ein Verfahren angegeben, aus solchen Böden Kupfer, Silber und Gold auszuscheiden.

§. 79. **Raffiniren des Schwarzkupfers.** [2]) Diese hüttenmännische Arbeit, deren Vorzüge vor dem Gaarmachen des Kupfers im kleinen Herde und im Spleissofen (S. 382) hervorgehoben sind, wird in einem Flammofen (Bd. I. S. 519, 528; Taf. XI. Fig. 264, 265. — Bd. II. Taf. VI. Fig. 139 u. 140, 147 u. 148) ausgeführt, dessen Construction von der der Erz- und Steinschmelzöfen hauptsächlich in Folgendem abweicht: derselbe ist meist kleiner, hat keine Füllöffnung im Gewölbe und meist keine Abstichöffnung, indem das Chargiren durch eine Seitenthür und das Arbeiten im Herd, namentlich das Ausschöpfen des Kupfers, durch die der Feuerung gegenüberliegende Arbeitsöffnung geschieht. Nach dem vor derselben befindlichen Sumpfe neigt sich der Herd von allen Seiten hin. **Raffinirofen.**

Man lässt das Schwarzkupfer auf der sorgfältig aus Quarzsand hergestellten Sohle des Ofens bei theilweisem Luftzutritt um so langsamer einschmelzen, je unreiner dasselbe ist. Heisser Wind [3]) beschleunigt den Prozess. Durch verstärkte Luftzuführung (Verblasen) werden alsdann die fremden Beimengungen möglichst verschlackt und als Schlacke wiederholt vom Metallbade abgezogen. Sobald die Schlacke einen gewissen Flüssigkeitsgrad und durch Aufnahme von Kupferoxydul eine röthliche Färbung erlangt hat, ist Eisen und Zink ziemlich vollständig verschlackt, das Blei zum grössten Theile entfernt, dagegen unvollständig Antimon, Nickel, Kobalt und Schwefel ausgetrieben. **Raffinirverfahren.**

Zur Beseitigung dieser Stoffe lässt man auf das Ver- **Braten.**

1) B. u. h. Ztg. 1857. S. 180.
2) GRÜTZNER, die AUGUSTIN'sche Silberextraction. 1851. S. 99.
3) B. u. h. Ztg. 1852. S. 356.

[redacted]



blasen, namentlich bei antimon- und arsenhaltigen Kupfern, wohl ein Braten folgen, welches darin besteht, dass man sich bei Luftzutritt und einer gewissen Temperatur auf dem Metallbade eine kupferoxydulreiche Schlacke bilden lässt, deren Sauerstoffgehalt jene Stoffe oxydirt; Kobalt, Nickel und Zinn verschlacken sich dabei, während Antimon und Schwefel grösstentheils verflüchtigt werden. Unter starkem Zischen (Braten) und Sprühen des Kupfers entweicht schweflige Säure.

Die Bratperiode ist beendigt, sobald bei einer genommenen Schöpfprobe (S. 405) die Erscheinung des Aufsteigens oder Laufens eintritt, welches darin besteht, dass auf der eben erstarrten Oberfläche aus dem Innern metallisches Kupfer in die Höhe getrieben wird. Gleichzeitig zeigt die Schöpfprobe im Schraubstock beim Zerbrechen, nachdem sie mit einem Meissel auf $1/3$ ihrer Dicke eingehauen, auf dem Bruche ein schuppigkörniges Gefüge bei purpurrother Farbe und eine Menge gelblichglänzender Poren und grösserer Blasenräume.

**Periode des Setzens.** Auf manchen Hütten lässt man das Kupfer am Ende der Bratperiode erstarren (sich setzen) und bringt dasselbe dann durch Erhöhung der Temperatur bis zur Weissgluth zum raschen Schmelzen, wobei das Kupferoxydul die letzten Spuren von Unreinigkeit abscheidet.

In diesem Zustande hat das Kupfer die Eigenschaften eines übergaaren, kupferoxydulhaltigen Rosettenkupfers (S. 396) aus dem kleinen Gaarherde oder aus dem Spleissofen. Um dasselbe in den hammergaaren Zustand überzuführen, **Polen.** schreitet man zum Polen, zum Umrühren des Metallbades **Dichtpolen.** mit grünen Holzstangen. Man unterscheidet ein Dichtpolen und Zähepolen. Ersteres bezweckt neben einer unvollständigen Reduction des Kupferoxyduls die Entfernung der letzten Spuren fremder Beimengungen, namentlich der mechanisch eingeschlossenen schwefligen Säure (S. 408), welche dem Kupfer die Eigenschaft des Steigens (S. 406) ertheilt. Geben genommene Löffelproben keine Anzeigen **Zähepolen.** des Steigens mehr, so folgt das Zähepolen, die Reduction des Kupferoxyduls unter einer Kohlendecke bei reducirender Flamme durch die aus dem Holze unter Aufschäumen

des Kupfers entwickelten reducirenden Gase. Dabei nimmt man öfters Schöpfproben, giesst diese in kleine Zaine und prüft dieselben durch Biegen im Schraubstocke, sodann durch Hämmern im kalten und warmen Zustande auf ihre Festigkeit und Geschmeidigkeit, beobachtet das Gefüge und die Farbe des Bruches etc. Je mehr sich das Kupfer der Hammergaare nähert, um so mehr geht der anfangs grobkörnige, matte Bruch von dunkelziegelrother Farbe in einen dichten, metallisch glänzenden Bruch mit blassrother Farbe (Kupferrosa) über (S. 410). Bei dem Zerbrechen eines kleinen Probezaines zeigt sich ein feinfasriger Bruch mit Seidenglanz und das Kupfer lässt sich in der Kälte und in der Wärme gut bearbeiten. Unterbricht man das Polen zu früh, so fehlt dem Kupfer die schöne hellrothe Farbe, der wahre Metallglanz und das feine, zackige Korn, es enthält noch Kupferoxydul (S. 414); setzt man das Polen zu lange fort, so nimmt das überpolte Kupfer Kohle auf und wird rothbrüchig (S. 414). Man muss alsdann zur Entfernung der Kohle den Sauerstoff wieder einwirken lassen, was immer mit Zeit- und Kupferverlust und der Entstehung eines weniger geschmeidigen Kupfers verbunden ist (siehe DICK's abweichende Theorie S. 415). Gaarprobe

Sobald das Kupfer die Hammergaare erhalten hat, schöpft man dasselbe bei fortwährend unterhaltener Feuerung in eiserne Formen aus, wobei unablässig Probe genommen wird. Sollte die Probe erweisen, dass sich das Kupfer während des Ausschöpfens wieder etwas oxydirt hat, so muss abermals gepolt werden. Die Form zur Aufnahme des Kupfers (Topf) besteht aus einer Sohlplatte und einem darüber gestülpten, nach oben sich etwas verjüngenden Kasten. Um statt eines grösseren Kupferblockes mehrere dünnere Platten aus einer Form zu erhalten, füllt man letztere mittelst thon- oder kalküberzogener, erhitzter schmiedeeiserner Kellen[1] theilweise mit Kupfer, lässt dieses abkühlen, wobei es sich mit einer Oxydhaut bedeckt, giesst wieder Kupfer darauf und fährt so fort, bis die Form gefüllt ist. Dann wird der Oberkasten abgehoben und die einzelnen Kupferplatten aus ein- Ausschöpf. d. Kupfer

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 357.

ander geschlagen. Die vorher angewärmten Töpfe werden zur Ausebnung rauher Stellen zweckmässig mit Knochenmehl und gebranntem Thon fein ausgepinselt. Giesst man das Kupfer bei zu hoher Temperatur aus, so haften die einzelnen Platten fest aneinander und das Kupfer wird zum Steigen, so wie zur unerwünschten Veränderung seiner Eigenschaften geneigter (S. 411).

Durch Zusatz von Blei (S. 390) lässt sich beim Raffiniren ein unreineres Kupfer verbessern, zuweilen gibt man auch einen solchen Zusatz, wenn das Kupfer gewalzt werden soll. Ein Abstechen des Kupfers, statt des Auskellens, hat noch nicht gelingen wollen, weil dasselbe zu leicht im Stiche erstarrt.

Von der Theorie des Bratens, Sprühens und Steigens und dem Einflusse schädlicher Beimengungen beim Raffiniren des Kupfers, den Eigenschaften des hammergaaren Kupfers etc. war S. 406, 410 die Rede. Es mag hier noch erwähnt werden, dass Kupferbarren bei einer Temperatur unmittelbar vor dem Schmelzpunct spröde werden und sich bei säulenartigem oder fasrigem Bruche leicht zerbrechen lassen. Hartgewalztes Kupfer zeigt nur nach dem Hin- und Herbiegen auf der Bruchfläche ein fasriges Gefüge mit Seidenglanz, während der Bruch im übrigen Kupfer körnig ist.

Details über das Raffiniren selbst werden im Nachstehenden bei Beschreibung verschiedener Hüttenprozesse (Duisburger Kupferhütte, Mansfeld etc.) gegeben werden.

---

**Kupferverluste beim Flammofenprozess.**

Die Kupferverluste beim Flammofenprozess entstehen:

1) beim Rösten auf chemischem und mechanischem Wege, sind aber nicht bekannt und werden von Le Play und Percy für nicht unbedeutend angesehen, während sie Vivian nicht hoch anschlägt;

2) beim Schmelzen hauptsächlich in den abgesetzten Schlacken, welche meist nicht unter $1/2$ % Kupfer enthalten. Nach Le Play beträgt der Verlust beim Erzschmelzen 2,5 % von dem ganzen Kupfergehalt. Ein Flussspathgehalt der Erze führt erfahrungsmässig zu grösseren Kupferverlusten (S. 352);

3) in den Sandherden der Schmelzöfen. Bei Chargen von 24 Ctr. absorbirt der Herd eines Erzschmelzofens jährlich 4½—5 Ton., ein Steinofen 7—8 Ton., ein Schwarzkupferofen an 10 Ton. und ein Raffinirofen an 5 Ton. Kupfer, welches aber beim Ausbrechen des Herdes (I. 527) zum grossen Theil wieder gewonnen wird.

## §. 80. Beispiele für den Flammofenprozess.

A. Verschiedene Schmelzmethoden in Südwales.[1]) Dieselben weichen hauptsächlich nur in der Anzahl der in Anwendung kommenden Operationen ab, welche ihren Grund in den S. 467 aufgeführten Umständen haben. Ueber den Ankauf der Erze nach dem Standard, über das Probiren nach der englischen Probe (S. 304), sowie über die englischen Handelsverhältnisse geben hauptsächlich die Arbeiten von LE PLAY, PERCY und HYDE CLARK (S. 470) Aufschluss.[2]) Südwaleser Kupferschm.-methoden.

I. Schmelzprozess nach LE PLAY[3]), bei welchem alle möglichen Operationen vorkommen. Dieser Prozess, welcher auch von RIVOT[4]) adoptirt ist, umfasst folgende Arbeiten: Schmelzprozess nach LE PLAY.

---

1) Ann. d. min. 1 sér. IX, 827; X, 331, 401; XI, 207. — 2 sér. VI, 3. — 3 sér. V, 657. — 4 sér. XIII, 3. — KARST., Arch. 1 R. VIII, 160; XIII, 60, 144; 2 R. XXV, 578. — HARTMANN, Repert. II, 506. — RUSSEGG., Reis. IV, 428, 467. — LE PLAY, Beschreib. der Hüttenprozesse, welche in Wales zur Darstellung des Kupfers angewendet werden. Deutsch von HARTMANN. 1851. — B. u. h. Ztg. 1848. S. 757, 780; 1849. S. 241, 305; 1851. S. 463; 1852. S. 265, 352; 1853. S. 909; 1862. S. 345. — TUNNER's Jahrb. 1852. S. 27. — Bgwfd. VI, 369. — DINGL. XII, 124; LXXI, 50; LXXIII, 435; LXXVI, 193; LXXXII, 275. — LAMBORN, Metallurgy of copper. 1860. p. 121.

2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 316.

3) Description des procédés métallurgiques employés dans le pays de Galles pour la fabrication du cuivre. Par M. F. LE PLAY. Paris 1848. — Deutsch von HARTMANN unter d. Titel: Beschreib. d. Hüttenpr., welche in Wales zur Darstellung des Kupfers angewendet werden. 1851.

4) Métallurgie du cuivre, par M. L. E. RIVOT. Paris 1859. p. 117, 194. — Deutsch von HARTMANN, Leipzig 1860. S. 73, 116.

1) Das Rösten der schwefelkiesreichen und quarzigen Kupferkiese[1]) mit 35% Kupfergehalt geschieht in Posten von 3,45 Tonnen (69 Ctr.) im Flammofen (Bd. I. S. 515, Taf. I. Fig. 236, 237) unter öfterem Durchrühren 12 Stunden lang, wo dann zwei Chargen rohes Erz 6,4 Tonnen geröstetes Erz geben. Man verbraucht in 12 Stunden 306 Kilogr. Anthracit und 114 Kilogr. Steinkohlen.

Beim Rösten in PARKES' Doppelofen (S. 474) besetzt man jeden Herd mit 4 Tonnen Röstgut, lässt dasselbe im oberen Herd 4 Stunden bei fortwährendem Wenden durch den Krähl liegen, bringt dann das Röstgut 4 Stunden auf den untern Herd und zieht hierauf die Post aus dem Ofen. Es werden somit in 24 Stunden 24 Ton. = 480 Ctr. Erz mit $1\frac{1}{2}$ Tonn. Brennmaterial vollständig abgeröstet, oder 1 Tonne Röstgut mit $1\frac{1}{4}$ Ctr. Brennmaterial.

2) Roh- oder Bronzesteinschmelzen. Eine Charge, bestehend aus:

| | | |
|---|---|---|
| 0,896 | Tonnen | geröstetem Erz, |
| 0,104 | „ | ungerösteten, oxydischen, quarzigen und nur wenig Schwefelkies enthaltenden Erzen mit 12—20% Kupfer, |
| 0,051 | „ | Flussspath, |
| 0,071 | „ | Schlacken von demselben Schmelzen, |
| 0,106 | „ | armen Schlacken vom Rohschmelzen, |
| 0,063 | „ | armen Schlacken vom Röstschmelzen des Bronzesteins, |
| 0,009 | „ | armen Schlacken von der Darstellung des blauen Concentrationssteines, |
| 1,300 | Tonnen | |

wird in Flammöfen (Taf. VI. Fig. 125, 126), welche von den Röstöfen in ihrer Construction abweichen, in etwa 4 Stunden 20 Minuten verarbeitet. Von 100 Ctr. Beschickung erfolgen etwa 27,5 Ctr. Rohstein (Analyse Bd. I. S. 740, No. 1) mit 33—34% Kupfer und 65% Schlacke (Analyse Bd. I. S. 860) mit 0,8% Kupfer. In einer 12stündigen Schicht oder auf 3 Chargen verbraucht man 1,677 Tonnen

1) Erzvorkommen in Cornwall: COTTA's Erzlagerst. II, 464. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 144, 345.

**Brennmaterial**, welches aus einem Gemenge von 68 % **Anthracitstaub** und 32 % Steinkohlenklein besteht.

3) Rösten des Bronzesteines. Der granulirte Rohstein wird in Chargen von 4,50 Tonnen = 1,96 Cubikmeter à 2320 Pfd. 36 Stunden lang in einem dem Erzröstofen ähnlichen Ofen einer allmälig gesteigerten Rösttemperatur ausgesetzt. Dabei verbraucht man etwa 1,543 Tonn. Brennmaterial (aus 77 % Anthracit und 23 % Steinkohlen bestehend) und erhält von 100 Rohstein 97,4 gerösteten Stein, wovon 66,6 zur Darstellung des gewöhnlichen weissen Concentrationssteines (S. 486) und 30,8 zur Erzeugung des blauen Steines (S. 485) kommen.

4) Darstellung von weissem Concentrationsstein. Eine Charge von:

| | | |
|---|---|---|
| 1,001 | Tonnen | gerösteten Rohstein, |
| 0,435 | „ | oxydischen Kupfererzen (Rothkupfererz, Kupferschwärze, Malachit, Kupferlasur, auch Kupferglanz, wenig Kupferkies, Quarz und Eisenoxyd, dagegen fast gar keinem Schwefelkies, mit 25—45 % Kupfer), |
| 0,108 | „ | Schwarzkupferschlacken, |
| 0,043 | „ | Gaarschlacken, |
| 0,012 | „ | kupferige Producte (Abfälle von der Kupferarbeit), |
| 0,107 | „ | Ofengekrätz, |
| 0,075 | „ | Herdsand, |
| 0,811 | „ | Ziegelsteine von den Ofenwänden, |
| 1,739 | Tonnen | |

wird in 5 Stunden 55 Minuten verarbeitet.

Von 100 Theilen Beschickung erfolgen 40,2 % weisser Stein (Analysen Bd. I. S. 751, No. 1 und 2) mit 64—77 % Kupfer, 26,1 % arme Schlacken (Analysen Bd. I. S. 861, No. 1) mit 1 % Kupfer zur Roharbeit und 28,1 % reiche Schlacken (Analysen Bd. I. S. 861, No. 2) mit 2,4 % Kupfer zum Schlackenschmelzen. In 24 Stunden verbrennt man 3,524 Tonnen Brennmaterial, aus 74 % Anthracit und 26 % Steinkohlen bestehend.

5) Darstellung des blauen Steines. Man setzt in etwa $5\frac{1}{2}$ Stunden eine Charge von:

1,592 Tonnen geröstetem Rohstein,
0,408 „ geröstetem Erze von mittlerem Gehalt mit 15—35 % Kupfer,
0,185 „ Herdsand,
0,018 „ Ziegelsteinen,
2,203 Tonnen

durch und erhält von 100 Thln. Beschickung 49,5 % blauen Stein (Analyse Bd. I. S. 751. No. 3) mit 56—52 % Kupfer und 43,4 % Schlacken (Analyse Bd. I. S. 861. No. 3) für das Rohschmelzen. In dem Steine scheidet sich gewöhnlich viel metallisches Kupfer (Analyse Bd. I. S. 710) aus.

6) Schlackenschmelzen. Chargen von:

1,718 Tonnen Schlacken von der Darstellung des weissen gewöhnlichen Steines, des weissen Extrasteines und des letzten Concentrationssteines.
0,166 „ quarzigem Kies,
0,116 „ Walzwerksabfällen,
0,099 „ Kohle,
0,076 „ Herdsohle,
0,020 „ Ziegelsteinen,
2,195 Tonnen

verschmilzt man in durchschn. 5 Stunden 47 Minuten und erhält von 100 Thln. Beschickung etwa 5,7 % weissen Stein (Analyse Bd. I. S. 751. No. 4) mit 74 % Kupfer, 1,6 % rothen Stein (Analyse Bd. I. S. 751. No. 5) mit 62 % Kupfer, 0,5 % harten Stein mit 66 % Kupfer und 28 % Zinn, 90 % arme absetzbare Schlacken (Analyse Bd. I. S. 861) und 0,8 % Kupferböden (Analyse Bd. I. S. 736. No. 21).

7) Darstellung des weissen Extrasteines. Zwei Tonnen blauer Stein werden, ohne besondere Zuschläge, bei Einwirkung des Herdsandes, der Ziegelsteine und des Thones der Oefen in 12 Stunden verschmolzen und es erfolgen von 100 Theilen der Beschickung 59 % weisser Extrastein (Analyse Bd. I. S. 751) mit 77 % Kupfer, 10,3 % arme Schlacken fürs Rohschmelzen und 18 % reiche Schlacken fürs Schlackenschmelzen.

8) Fabrikation des Concentrationssteines (Metallstein, Regule). Der weisse Extrastein, sowie der weisse und rothe Stein vom Schlackenschmelzen wird in

Chargen von 1,482 Tonnen ohne besondere Zuschläge in etwa 3 Stunden 48 Minuten verschmolzen, wobei etwa 5 % Herd, Ziegelsteine und Thon des Ofens bei der Verschlakkung förderlich sind. 100 Theile Beschickung liefern 64 % Concentrationsstein (Analyse Bd. I. S. 751) mit 81 % Kupfer, 10 % kupferhaltige Böden (Analyse Bd. I. S. 736. No. 22) mit 93 % Kupfer und 14 % Schlacken (Analyse Bd. I. S. 861. No. 5) mit 11 % Kupfer fürs Schlackenschmelzen.

9) Rohkupferschmelzen. Chargen von 2,75—3,75 Tonnen gewöhnlichem weissen Stein, Concentrationsstein und kupferhaltigen Böden werden in 24 Stunden mit sehr reinen, reichen, geschwefelten und oxydirten Erzen mit 60 bis 80 % Kupfergehalt verschmolzen. Dabei erfolgen von 100 Thl. angewandtem Materiale etwa 60 % Blasenkupfer (Analysen Bd. I. S. 736. No. 23—25) mit 97—98 % Kupfer und 8 % Schlacken (Analyse Bd. I. S. 862. No. 1) mit 20 % Kupfer fürs Schmelzen des weissen Concentrationssteines.

10) Raffiniren des Blasenkupfers. In besonders construirten Oefen (Bd. I. S. 528) werden Chargen von durchschnittlich 7 Tonnen in 24 Stunden verarbeitet, wovon 3 Stunden auf das Laden und sonstige Vorarbeiten, 14 Stunden aufs Schmelzen, 4 Stunden 40 Minuten aufs Verschlacken, 10 Minuten aufs erste Abziehen der Schlacke, 25 Minuten aufs Polen, 15 Minuten aufs zweite Schlackenziehen und Probenehmen und 1 Stunde 30 Minuten aufs Auskellen des Kupfers gehen. Dabei erfolgen 90—91 % Raffinirkupfer in mehreren Sorten von verschiedener Qualität und 5 % Gaarschlacken (Analyse Bd. I. S. 862. No. 1) für die Darstellung des gewöhnlichen weissen Concentrationssteines.

Man stellt gewöhnlich drei Kupfersorten von verschiedener Reinheit dar, von denen die erste (*best selected copper*) völlig frei von Antimon ist und besonders zur Darstellung von Messingblech und Messingdraht verbraucht wird (Analyse Bd. I. S. 704. No. 9). Die zweite Sorte (Analyse Bd. I. S. 704. No. 10) dient zum Walzen und die dritte (Analyse Bd. I. S. 704. No. 11) für Gussmessing und sonstige Legirungen. 0,001 Antimon machen das Kupfer zu ersterer Verwendung schon untauglich, aber noch nicht ganz zum Walzen. Das *best selected copper* erfolgt aus den

reinsten Erzen oder aus Schlacken (S. 488); die gewöhnlichen reineren Erze liefern meist zwei Kupfersorten, welche als *tough copper* (zähes Kupfer) bezeichnet werden, während man die aus unreinen Erzen erfolgenden Sorten *tile copper* (Ziegelkupfer) nennt. Auch geht englisches Kupfer in der Form des japanischen Kupfers[1]) (S. 411) in kleinen Stangen in den Handel, ist aber weniger rein, als dieses. Für Messingfabrikanten giesst man das überpolte Kupfer wohl in kaltes Wasser zu Granalien (*feathered shot copper*); beim Eingiessen in heisses Wasser erfolgen mehr oder weniger runde Stückchen (*bean-shot copper*).

Nach Le Play und Rivot betragen die Hüttenkosten bei reinen gewöhnlichen und unreinen Erzen pro Tonne Erz resp. 21.722, 20.576 und 27.210 Frs. und pro Ton. Kupfer resp. 342,213 und 535.600 Frs.

Im Jahre 1859 wurden in England an 32715 Tonnen Kupfer dargestellt.[2])

Schmelzprozesse nach Percy etc.

II. Schmelzprozesse nach Percy[3]) (S. 470), Napier (S. 470) und Hyde Clark (S. 470). Am gewöhnlichsten kommen nach Denselben folgende Modificationen der Flammofenprozesse auf den englischen Hütten vor:

1. Modification.

1. Modification bei gutartigen, zum Theil oxydischen Erzen mit 8—10 % Kupfer.

a) Röstung von 3—3½ Ton. Erz während 12—24 Stunden in den älteren Oefen (Taf. V. Fig. 107—112).

b) Rohschmelzen des Erzes mit Schlacken von *d)* im Erzofen (Taf. V. Fig. 119—124). Man feuert die Charge in 5 Stunden flüssig, rührt um, zieht Schlacken, gibt eine neue Charge, bringt sie in Fluss, rührt um, zieht abermals Schlacke und sticht den Stein in ein Wasserbasin oder in Eisenformen ab.

c) Rohsteinrösten unter öfterem Umkrahlen und Translociren während 24 Stunden.

d) Verschmelzen des gerösteten Rohsteines mit

1) Bgwfd. VI, 371.
2) Engl. Metallproduction: B. u. h. Ztg. 1856. S. 4; 1858. S. 87; 1859. S. 360; 1861. S. 170, 448.
3) B. u. h. Ztg. 1862. S. 345.

reichen oxydirten Kupfererzen und Schlacken von *e*) und *f*) auf Weissmetall.

e) Röstschmelzen des Weissmetalles auf Schwarzkupfer ohne alle Zuschläge. Man schmilzt den Stein während 6—8 Stunden unter Luftzutritt ein, zieht während dessen zweimal Schlacke, erniedrigt dann die Temperatur bei Luftzutritt, gibt bei geschlossenen Thüren starke Hitze, rührt um, zieht Schlacken und sticht das Schwarzkupfer in Sandformen ab.

f) Raffiniren des Schwarzkupfers. 6—8 Tonnen Schwarzkupfer werden in 15 Stunden bei Luftzutritt eingeschmolzen, unter öfterem Schlackenziehen in den rohgaaren, kupferoxydulhaltigen Zustand (*dry copper*) des kleinen Gaarherdes versetzt, dicht- und zähegepolt und das hammergaare Kupfer (*tough-pitch*) mit 30 Pfd. schweren eisernen Kellen ausgegossen. Zum Walzen bestimmtes Kupfer erhält einen geringen Bleizusatz, welcher einen dichten Guss mit glatter Oberfläche veranlasst. Je nach der Reinheit des Kupfers variirt die Grösse dieses Zusatzes; während man auf einer Hütte z. B. 80 Pfd. Blei auf 6 Ton. Kupfer anwendet, nimmt man auf einer andern nur 14—30 Pfd. Blei.

2. Modification bei Erzen mit 7—8 % Kupfer. 2. Modification.

a) Erzrösten während 12 Stunden.

b) Erzschmelzen in Posten von 21 Ctr. Röstgut mit 2—5 Ctr. Schlacken von *d*) innerhalb 4 Stunden auf Rohstein.

c) Rösten des Rohsteins während 24—30 Stunden unter zweistündigem Umkrahlen.

d) Schmelzen des gerösteten Rohsteines in Quantitäten von 20 Ctr. mit 4 Ctr. Schlacken von *e*) und *f*) und 3 Ctr. natürlichen Carbonaten innerhalb 6 Stunden auf Concentrationsstein.

e) Schmelzen des Concentrationssteines in Chargen von 24 Ctr. mit 2 Ctr. Raffinirschlacken von *g*) in 6 Stunden auf Feinmetall.

f) Röstschmelzen des Feinmetalles. Eine Charge, welche 2 Ton. Kupfer gibt, wird in 12 Stunden eingeschmolzen, Schlacke gezogen, der Stein (*regulus*) abgekühlt und dann wieder bis zum Schmelzen erhitzt, wobei *pimple*- oder

[redacted]



*blister-copper* erfolgt bei einer ganzen Dauer des Prozesses von 24 Stunden. Soll ***best selected copper*** **dargestellt werden**, so unterwirft man 2 Ton. Feinmetall dem Röstschmelzen und sticht in Sandformen ab, wo dann die 5 ersten Sandmulden Schwarzkupfer (*bottoms*) enthalten, die übrigen Stein (*regulus*). Dieser wird nebst dem vom Schwarzkupfer abgezogenen Stein nochmals einem Röstschmelzen in vorhinniger Weise unterworfen, der dabei erfolgende Stein auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses raffinirt, wobei die beste Kupfersorte erfolgt.

g) Raffiniren des Schwarzkupfers. Man schmilzt 5—7 Ton. Schwarzkupfer bei Luftzutritt durch die Seitenthür ein, wobei schwarze Blasen auf die Oberfläche steigen und bersten, zieht Schlacken und polt. Hat man statt Schwarzkupfer Pimplemetall, so wird nach dem Einschmelzen mit einer Polstange umgerührt, die Masse abgekühlt, wieder Alles in Fluss gebracht, Schlacke gezogen und dann dicht- und zähegepolt. Wenn es sich nach genommenen Proben nöthig erweist, so rührt man bei geöffneter Thür 16—20 Pfd. Blei ins Metall ein, zieht Schlacke, bedeckt das Metallbad mit Holzkohle oder Anthracit und schöpft, wenn Proben die Feine anzeigen, in gewöhnlicher Weise aus. Die ganze Operation dauert 70—96 Stunden und man verbraucht zu 1 Tonne Kupfer 13—18 Tonnen Kohlen à 5 Schill.

**3. Modification.**

3. Modification mit Erzen von 9% Kupfergehalt.

a) Rösten von 7 Tonnen Erz während 12—24 Stunden in einem grossen Röstofen (Taf. V. Fig. 113—118).

b) Erzschmelzen in Chargen von 22 Ctr. à 112 Pfd. mit 6 Ctr. Schlacken von *d*), *f*) und *h*) auf Rohstein.

c) Rösten des Rohsteines während 15—18 Stunden.

d) Schmelzen des Rohsteines auf Feinmetall, wobei 45 Ctr. Rohstein mit 6—12 Ctr. Schlacken von *f*) und *g*) oder mit natürlichen Carbonaten beschickt werden.

e) Rösten des granulirten Feinmetalls während 18 Stunden.

f) Schmelzen des Feinmetalls auf Blau- oder Pimplemetall, indem man 50 Ctr. Stein mit 3—6 Ctr.

Schlacken von *h*) beschickt. Wird der Stein sehr reich an metallischem Kupfer, so nennt man ihn *close regule.*

g) Röstschmelzen auf Schwarzkupfer. 2 Tonnen Stein von *f*) werden in 4 Stunden niedergeschmolzen, entschlackt, bei geöffneter Seitenthür 18 Stunden im Fluss erhalten und während dessen zweimal entschlackt. Gegen das Ende, wo die reiner werdende Masse leichter erstarrt, muss eine verstärkte Hitze gegeben werden, worauf man das Schwarzkupfer absticht. Soll die beste Kupfersorte dargestellt werden, so setzt man das Röstschmelzen nur so weit fort, dass etwa die Hälfte reducirtes Kupfer erfolgt, worauf der gleichzeitig resultirende Stein (*best regule, spongy metal*) auf Schwarzkupfer verschmolzen wird.

h) Raffiniren des Schwarzkupfers. 6—7 Tonnen Schwarzkupfer werden in 18 Stunden eingeschmolzen, dann dreimal entschlackt, worauf das Polen in gewöhnlicher Weise beginnt.

4. Modification mit 9procentigen Erzen. **4. Modification.**

a) Erzschmelzen. 22 Ctr. Erze werden mit 4 Ctr. Steinschlacken auf Rohstein mit 38 % Kupfer verschmolzen, dieser granulirt und gewalzt.

b) Rösten des Rohsteines in Chargen von 5 Tonnen 24 Stunden lang.

c) Schmelzen auf Blaumetall, indem man 36 Ctr. Stein mit 3 Ctr. Schlacken von *e*) und *f*) mit natürlichen Carbonaten beschickt.

d) Röstschmelzen auf Pimplemetall in Chargen von 4 Ton. Blaumetall. Behuf der Erzeugung von *best selected copper* werden die dem Stichloche nächsten 8—10 Blöcke zur Darstellung von gewöhnlichem Kupfer verwandt, dagegen die übrigen 14 Blöcke dem *selecting process* (S. 490) in der Weise unterworfen, dass man 5 Ton. der letzteren bei geschlossenen Thüren zur Rothgluth erhitzt, dann durch Luftcanäle zur Seite der Feuerbrücke Luft zulässt und die Temperatur so hoch hält, dass die Charge in 6 Stunden niederschmilzt. Dann schliesst man die Luftcanäle, zieht Schlacke, lässt abermals Luft zutreten, zieht wieder Schlacke und sticht dann das Schwarzkupfer ab, welches raffinirt wird.

[redacted]



e) Röstschmelzen des Pimplemetalls auf Plimplekupfer in Chargen von 4 Tonnen.

f) Raffiniren des Schwarzkupfers in Chargen von 8 Tonnen; bei Darstellung von Walzkupfer setzt man 35 Pfd. Blei zu.

Ein in neuerer Zeit in grosser Menge nach England importirtes australisches Schwarzkupfer enthält nach SCHWARZ 0,280 Bi, 0,123 Pb, 0,002 Sn, Sb u. As, 0,244 S und 99,17 Cu. Auch aus Chili[1]) werden Kupfersteine und Schwarzkupfer nach England importirt.

Oekonomisches. Die Schmelzkosten variiren nach den Preisen der Brennmaterialien, der feuerfesten Steine, der Höhe der Arbeitslöhne, der Beschaffenheit der Erze u. a. In der letzten Hälfte des Jahres 1859 erhielten die Gruben pro Tonne in den Erzen enthaltenen Kupfers 90 Pfd. St. bei einem Handelspreise des Kupfers von 112 Pf. St. 10 Schilling. Die Schmelzkosten pro Tonne verarbeiteten Erzes betrugen im Durchschnitt 1 Pfd. St. 3 Schill. 3 Den. und die Kosten der Darstellung einer Tonne Kupfer nie mehr als 10 Pfd. St.

Soll ein Werk noch einigen Nutzen abwerfen, so muss dasselbe jährlich mindestens 1100 Ton. Kupfer produciren, wozu 6 Röstöfen à 240 Pfd. St., 12 Schmelzöfen à 200 Pfd. St., 9500—10000 Pfd. St. Anlagekosten und ein umlaufendes Betriebscapital von 35000 Pfd. St. erforderlich sind. Werden solche Werke mit Rücksicht auf eine demnächstige Erweiterung angelegt, so kann ihre Capacität mit Ersparung von 50% der ursprünglichen Kosten verdoppelt werden.

Man verbraucht bei einem Werke der bezeichneten Art jährlich 20000 Ton. Steinkohlen oder auf 1 Ton. aus 10% haltigen Erzen dargestellten Kupfers 18 Ton. Kohlen; an Arbeitslöhnen, für feuerfeste Materialien etc. pro Ton. Kupfer 8 Pfd. St. 15 Sch., wozu noch Frachten, Verzinsung des Anlagecapitals etc. kommen. Da der Gewinn hauptsächlich noch von einer richtigen Benutzung der Handelsconjuncturen beim Einkauf der Erze (S. 495) und dem Verkaufe des Kupfers, dessen Preis grossen Schwankungen unterworfen ist, abhängt, — so kann dieser Gewinn mitunter 13% vom

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 260.

Capital incl. Zinsen betragen, während ein anderes Mal Schaden gemacht wird. Bei günstigen Conjuncturen kann das Capital einer Kupferhütte jährlich $2^1/_2$ mal und bei mittlerem Markte $2^1/_4$ mal umgesetzt werden.

Dillenburg Flammofenarbeiten

B. Zu Dillenburg[1]) im Nassauschen wurden früher von einer englischen Gesellschaft die im dasigen Schaalsteine vorkommenden Kupferkiese mit 20—25 % Kupfergehalt mittelst der folgenden Arbeiten verhüttet:

1) Das Rösten der Kiese geschah mit Braunkohlen und Holz und zwar der Stufferze und Graupen in Stadeln und der Schliege in Flammöfen während 12—18 Stunden.

2) Das Schmelzen des Röstgutes in Chargen von 8 bis 10 Ctr. mit 6—7 Ctr. Schlacken vom Roh- und Kupfersteinschmelzen und etwas Flussspath (bei schlecht gerösteten Erzen). Die Masse ist in $1^1/_2$—2 Stunden in Fluss gekommen und bleibt dann noch an 3 Stunden bei der höchsten Hitze im Ofen. In 24 Stunden werden 70—80 Ctr. Erz in 8 Einsätzen mit etwa 5000 Pfd. Steinkohlen verschmolzen und 38,60 % Rohstein ausgebracht. Eine Campagne, während welcher 2500—3000 Ctr. Erz durchgesetzt werden, dauert 5—6 Wochen (Rohschlackenanalyse Bd. I. S. 860).

3) Das Schmelzen des gerösteten Kupfersteines. Der Kupferstein wird 3—4 mal mit Braunkohlen geröstet und in Quantitäten von 10—15 Ctr. mit 10—15 Ctr. unreinen Schlacken und kleinen Partien Dünnstein in 3 Stunden auf Schwarzkupfer verschmolzen. Man verbraucht in 24 Stunden 5000 bis 6000 Pfd. Steinkohlen und bringt 35,70 % Schwarzkupfer und einige Procent Dünnstein aus.

4) Das Raffiniren des Schwarzkupfers. 40 bis 50 Ctr. Schwarzkupfer macht man unter öfterem Schlackenziehen und nachherigem Polen in 24—30 Stunden bei einem Ausbringen von 84,37 % Raffinatkupfer gaar. Das gesammte Ausbringen an Kupfer beträgt 24 %.

Vergleichung der Arbeit in Flammöfen und Schachtöfen

Zum Rösten von 100 Ctr. Erzen und Halbproducten gehen 0,39 Klftr. Rösteholz, 6,14 Zain Braunkohlen, 1,27 Maass Holzkohlen und 2 Maass Kalk zum Einbinden der Schliege im Preise von 24,6 Gulden; zum Schmelzen von

1) Ann. d. min. 2. livr. de 1848. p. 351. — Bgwfd. XIII, 33.

100 Ctr. Erz 76,10 Ctr. Steinkohlen, auf Halbproducte und das Raffiniren 39,65 Ctr. Steinkohlen, zusammen im Preise von 115,75 Gulden. Die Hüttenlöhne betragen 26 Gulden, so dass auf 100 Ctr. Erz zusammen 166,3 Gulden Kosten kommen oder pro Ctr. Erz 1 Fl. 36 Kr. und pro Ctr. ausgebrachtes Kupfer 13,85 Gulden. Beim Verschmelzen der Erze auf die S. 446 angeführte Art in Schachtöfen betragen die Kosten pro Ctr. ausgebrachtes Kupfer bei demselben Ausbringen von 24 % etwa die Hälfte, pro Ctr. verarbeitetes Erz dagegen etwas mehr. Der Brennmaterialverbrauch kam beim Rösten der Erze und Halbproducte für den Schachtofenbetrieb höher zu stehen, als beim Flammofenbetriebe, dagegen beim Schmelzen der Erze und Halbproducte in Schachtöfen um mehr als die Hälfte niedriger, als im Flammofen. Die Arbeitslöhne stellten sich bei letzterem Prozesse niedriger, als bei ersterem.

**Elbuferkupferwerk.**

C. Elbuferkupferwerk zum Steinwerder bei Hamburg.[1]) Dieses Werk verarbeitet:

**Erze.**

1) Kupfererze, und zwar norwegische Kupferkiese, fast rein mit 27 % und in Schliegform mit 6—8 % Kupfer; quarziges Kupfererz aus Rheinland mit 2½ %; kiesiges Erz mit talkiger Gangart aus Toskana mit 12—14 %; silberhaltiges Kupfererz aus Peru mit 10 %; oxydisches Kupfererz von Copiapo mit 15 %, sowie silberhaltigen Kupferstein aus Chili. Sämmtliche geschwefelte und die meisten oxydischen Erze verschmilzt man in Flammöfen, einen Theil der oxydischen quarzigen, reinen Erze im Schachtofen mit Steinconcentrations-Schlacken auf Stein mit 30 % Cu und Schlakken mit ¼ %, welcher ersterer im Flammofen weiter behandelt wird. Ausnahmsweise werden sehr reine und reiche oxydische Erze im Schachtofen gleich auf Schwarzkupfer verschmolzen.

2) Silbererze aus Amerika. Alle bleiischen, gehörig gattirten Silbererze werden in Schachtöfen verschmolzen, das Werkblei abgetrieben und das Silber auf der Hambur-

---

1) Schles. Wochenschrift 1859. No. 6. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 100. v. Leonhard's Hüttenerzeugnisse. 1858. S. 59. Handschriftliche Mittheilungen d. Berg- u. Hütteningenieurs Dr. Stapff in Fahlun.

ger Münze geschieden. Die silberhaltigen Kupfersteine sowohl vom eigentlichen Silberschmelzen, als auch von der Kupferarbeit werden nach ZIERVOGEL's Methode entsilbert und die dabei erfolgenden Rückstände an den Kupferhüttenbetrieb zurückgegeben, während man den Kupfervitriol vom Auslaugen und vom Silberfällen als solchen verwerthet, auch die reinen reichen norwegischen Erze zum Theil auf Kupfervitriol verarbeitet. — Unreine reiche chilenische Silbererze werden nach AUGUSTIN's Methode zugutegemacht, sowie silberhaltiges Kupfer mittelst verdünnter Schwefelsäure.

Zur Gewinnung des Kupfers dienen im Allgemeinen einfachere Prozesse, als in England, weil man arsenikalische und antimonialische Erze thunlichst vermeidet. Kommen solche Erze vor, so werden sie für sich verarbeitet. Die kiesigen Erze werden ungeröstet, nach vorheriger Feinquetschung bis zur Nussgrösse, mit so viel oxydischen Erzen gattirt, dass bei 10 % Durchschnittsgehalt der Beschickung eine fast neutrale Schlacke entsteht und das Kupfer völlig von Schwefel gedeckt wird. Kupferhütt betrieb.

Der Kupferhüttenprozess erfordert nachstehende Operationen:

1) Rohschmelzen. Das Erz wird mit Stein-, besonders aber mit Raffinirschlacken, seltener mit Austernschaalen beschickt und bei einer möglichst reducirenden Flamme, um den Fall von Schwarzkupfer durch Oxydation des Kieses zu vermeiden, in Rohöfen verschmolzen, welche etwa 20 Fuss lang und 15 Fuss breit sind und eine $1\frac{1}{2}$—3 Fuss dicke Quarzsandsohle besitzen. Das aus Ramsay-Steinen hergestellte 8 Zoll starke Gewölbe soll bis 5 Jahre stehen, dagegen nur 1 Jahr, wenn dasselbe dicker oder mit Asche bedeckt ist. Die inneren Wände aus gleichem Material sind durch einen Zwischenraum vom äusseren Gemäuer getrennt. Der Fuchs hat im Gewölbe 9 Zoll Q., wird dann aber 16 Zoll hoch und schmäler. Zur Hervorbringung einer reducirenden Wirkung legt man den Rost etwa 3 Fuss tief unter die Feuerbrücke und erzeugt so brennbare Gase. Soll oxydirend gewirkt werden, so öffnet man 2 in der Feuerbrücke befindliche Luftzüge.

Ein Ofen fasst 100 Ctr. Beschickung und gibt 30 Ctr.

Stein mit 30 % und Schlacke mit ½ % Kupfer, welche letztere als Schiffsballast dient. Wird sie bei nicht richtiger Beschickung röthlich, so geht sie ins Schmelzen zurück.

Zur Erzeugung gleicher Steinmengen braucht man im Flamm- und Schachtofen resp. 100 und 75 Gewichtstheile Brennmaterial. 3 Schmelzer bedienen 2 Oefen.

2) Steinarbeiten. Der reine Stein wird im Flammofen direct einem Rösten und Schmelzen unterworfen, arsenikalischer und antimonialischer Stein aber separat geröstet. Silberhaltige Steine kommen zur Ziervogel'schen Extraction und die Rückstände davon je nach ihrem Kupfergehalt zum Concentrations- oder Schwarzkupferschmelzen.

Das Concentrationsschmelzen geschieht in den Erzschmelzöfen gleichen Flammöfen, und zwar werden ungerösteter, gerösteter und entsilberter Stein jeder für sich oder im Gemenge mit einander mit quarzigen oxydischen Erzen aus Chili, sowie mit Krätz vom Raffiniren und Schachtofenschmelzen verschmolzen. Ein Ofen fasst 100 Ctr. Beschickung und man erhält davon einen kupferglanzähnlichen Stein mit 60 % Kupfer und ausgeschiedenem Haarkupfer, sowie Schlacken mit 6—8 % Kupfer. Der Stein wird entweder schwarz gemacht oder zuvor nach Ziervogel's Methode entsilbert.

3) Schwarzkupferschmelzen. Die Schwarzkupferöfen sind etwas kleiner, als die Erzöfen. Der Stein wird meist für sich, seltener mit etwas Raffinirgekrätz einem Röstschmelzen auf Schwarzkupfer mit 96 % und auf Schlacke mit 12—15 % Kupfer unterworfen, welche letztere zum Erz- oder Steinschmelzen kommt.

4) Raffination des Schwarzkupfers. 100 Ctr Schwarzkupfer werden mit 10 Tonnen Steinkohlen in 6—8 Schichten in 24 Stunden raffinirt und es erfolgen 90 Ctr. Kupfer und 25 Ctr. Schlacken. Das gewöhnliche Kupfer wird entweder zu 2 × 9 × 15zölligen Scheiben oder zu Blöcken über einander gegossen; das Messingkupfer giesst man etwas wärmer in gerippte Coquillen, so dass sich die Scheiben leicht in 2 Pfd. schwere Stücke zerbrechen lassen. Das Kupfer ist sehr geneigt zum Steigen und es muss zur

Verhütung desselben nach beendigter Gaarung 2—3 Stunden abgekühlt werden, ehe man es ausschöpft.

Die vorhandenen 14 Flammöfen zum Erz- und Steinschmelzen liegen an einer 280 Fuss hohen Esse; der Raffinirofen hat eine besondere Esse. Ausser diesen 15 Kupferflammöfen sind noch vorhanden: 5 doppelte ungarische Röstöfen, 3 Schachtöfen, ein Walzwerk mit 3 Walzenpaaren, 2 Cylindermühlen, ein Gebläsecylinder von 7 Fuss Durchmesser mit 6 Fuss Hub, 1 grosse und 2 kleine Dampfmaschinen, 1 Treibofen und Extractionsanlage nebst Zubehör. Man producirt jährlich 60000 Ctr. Kupfer.

D. Duisburger (Aggerthaler) Kupferhütte. Es kommen daselbst nachstehende Erzsorten zur Verschmelzung: Duisburger Kupferhütte.

1) Barillakupfersand (S. 293) mit 75—80 % Kupfer wird direct raffinirt und liefert Kupfer erster Sorte (Kronkupfer); die Raffinirschlacken werden beim Pimpleschmelzen zugesetzt. Erze.

2) Reine oxydische Erze aus Chili mit 17—22 % Kupfer und norwegische Kiese mit 4—5 % Kupfer werden gattirt und in Chargen von 34 Ctr. in 7—8 Stunden mit 20—24 Scheffel Steinkohlen auf Rohstein mit 33 % Kupfer und absetzbare Schlacken mit 0,5—1 % Kupfer verschmolzen. Der Rohstein wird mit oxydischen Erzen auf Weissmetall mit 75—80 % Kupfer und Schlacken mit 4—5 % Kupfer durchgesetzt, welche letzteren zum Rohschmelzen kommen. Das Weissmetall wird in einem kleineren Ofen, und zwar 60 Ctr. in 20—24 Stunden mit 18—20 Scheffel Kohlen, auf Schwarzkupfer verschmolzen, dieses in Quantitäten von 70—80 Ctrn. in 24 Stunden mit 30 Scheffel Kohlen raffinirt und dabei die zweite Kupfersorte erzeugt.

3) Unreine, Antimon, Arsen und Blei enthaltende Kiese aus dem Siegen'schen verschmilzt man auf einen Stein mit 30 % Kupfer; ein Theil desselben wird geröstet, dann mit ungeröstetem Stein auf Pimplemetall verschmolzen, dieses schwarz gemacht und das Schwarzkupfer raffinirt, wobei die dritte Kupfersorte erfolgt.

4) Reiche oxydische Erze werden in einem 6 Fuss hohen Brillenofen, in welchem eine Quarz-, und darauf eine Gestübbesohle, mit etwas Kies und gleichen Theilen Flammofen-Concentrations-Schlacken direct auf Schwarz-

[redacted]



kupfer verschmolzen, und zwar setzt man 150—160 Ctr. Beschickung (80 Ctr. Erz) in 24 Stunden auf Schwarzkupfer mit 84—86 % und Stein mit 50—56 % Kupfer durch, wobei 1 Pfd. Koks 6—7 Pfd. Beschickung trägt. Das Schwarzkupfer wird raffinirt, der Stein auf Schwarzkupfer verschmolzen. Ein liegendes Cylindergebläse versieht Brillenofen und Raffinirofen mit Wind.

Verfahren beim Raffiniren.

Das Raffiniren[1]) des Kupfers wird in folgender Weise ausgeführt:

Nach dem Einsetzen von 50—60 Ctr. Schwarzkupfer werden Thore und Luftzuführungscanäle verschlossen und lutirt und letztere wieder geöffnet, sobald das Kupfer rothglühend geworden. Man lässt dasselbe jetzt bei mässiger Temperatur und Luftzutritt abschmelzen (Abrösten), wobei, wenn das Kupfer niedergeschmolzen, sich schon eine deutliche Entwicklung von schwefliger Säure durch Knittern und Blasenwerfen kundgibt. Ragen keine Kupferstücke mehr aus der flüssigen Masse empor, so schliesst man die Luftzuführungscanäle, bringt bei gesteigerter Temperatur Alles in Fluss (Einschmelzen), zieht, wenn sich der Herd von Ansätzen ganz rein zeigt, die etwas zähflüssige röthliche Schlacke ab und beginnt dann das Verblasen. Die dabei entstehende dünnflüssigere Schlacke muss unter Aufwerfen von Kokscindern abgezogen werden, indem man immer vor dem Scklackenziehen feuert.

Das Metall ist nach dem ersten Scklackenziehen vollständig ruhig, eine Löffelprobe steigt, aber ohne die Oberfläche zu durchbrechen, der Bruch zeigt oben eine grosse Blase, während die untere Hälfte massiv und mit kleinen länglichen goldgelben Löchern durchzogen ist. Die unten am Löffel sitzende Schaale ist ziemlich glatt.

Nach dem ersten Schlackenziehen ist die Temperatur im Ofen eine sehr hohe und bei ihrer Erhaltung bleibt das Metall vollkommen ruhig. Stimmt man dieselbe aber soweit herab, dass man durch das Arbeitsthor bis in die Feuergrube sehen kann, so beginnt sofort eine Bewegung (das Arbeiten genannt, im Mansfeldschen das Braten und

---

1) Handschriftliche Mittheilungen des Hütteningenieurs Stetefeld.

rühen), indem bei einer gewissen Temperatur Schwefel-
pfer und Kupferoxydul unter Entwicklung von schwefliger
ıre auf einander einwirken. Während dieses Arbeitens
die Schlackenbildung gering, findet aber später in desto
herem Grade statt und das Kupfer ändert sich im Ver-
ıf des Verblasens in folgender Weise um: das Aussehen
r Löffelprobe bleibt zunächst dasselbe, nur die untere
haale erhält Löcher und verändert sich im Allgemeinen
ɜnso, wie der Gaarspan beim Verblasen im Spleissofen.
äter steigen die Proben immer heftiger, so dass die obere
cke durchbrochen wird und Kupfer herausläuft. Dann
die ganze Probe blasig, die Höhlungen sehen aber nicht
hr gelb und glänzend, sondern schmutzig roth aus und
untere Schaale ist glatt geworden. Während man im
ansfeldschen jetzt polt, so lässt man hier die Oxydation
ch weiter fortschreiten, die Proben steigen immer weniger
d werden dichter, und die Höhlungen in denselben er-
heinen wieder goldglänzend. Tritt das für die Aufnahme von
ıpferoxydul characteristische krystallinische Gefüge (S. 414)
utlich hervor, so zeigen undichte Stellen der Proben weiss-
änzende Wandungen. Man beginnt zu polen, sobald die
oben grobkrystallinisch geworden sind und nur nach der
eren Fläche zu einen Streifen kleiner Löcher mit violet-
ı Wandungen zeigen. Vor dem Polen werden meist einige
und Blei hinzugefügt, die Luftzuführungscanäle geschlos-
n und Holzkohlen auf das Metallbad geworfen.

Beim Polen verliert das Kupfer oft nur sehr langsam
inen Sauerstoff; der Bruch wird reiner und würflig kry-
allinisch, undichte Stellen haben anfangs weissglänzende,
äter gelbglänzende Wandungen.

Zeigt die Probe bei rosenrother Farbe und vollkomm-
ır Dichtigkeit ein strahliges Gefüge, so polt man ohne
nterbrechung weiter; zeigen sich aber goldglänzende Lö-
ıer auf dem Bruche, so nimmt man den Pol weg und oxy-
rt wieder etwas, ohne die Luftzüge zu öffnen.

Beim fortgesetzten Polen zeigen die Proben goldene
ıncte, werden sehnig, erhalten Seidenglanz etc. Auch die
berfläche der Löffelprobe gibt characteristische Kennzei-
ıen an die Hand, indem sich concentrische Ringe bilden,

[redacted]



welche sich immer weiter nach der Mitte zu erstrecken und ein nabelförmiges Aussehen haben, ähnlich wie bei der Silberfeinprobe.

Hält man das Kupfer der Probe nach für zähe, so werden zwei Barren von etwa 1 Ctr. Dicke gegossen und der eine heiss, der andere kalt gebogen, wobei kein Bruch eintreten darf. Findet ein solcher bei letzterem statt, so ergibt das Bruchansehen, ob noch Kupferoxydul vorhanden oder Kohle aufgenommen, ob das Kupfer überpolt oder noch nicht ganz dicht ist. Bei Rothbruch thut man stets am besten, wieder etwas zu oxydiren und dann von Neuem zu polen.

Die Abweichungen dieses Raffinirverfahrens von dem im Mansfeldschen üblichen sollen später (§. 82. A.) angeführt werden.

Die Hütte besitzt 2 Erz- und Steinschmelzöfen, 1 Schwarzkupferofen, 1 Kupferraffinirofen, 1 Krummofen, 1 combinirten Flamm- und Muffelofen zur Gewinnung von schwefliger Säure, 2 Kilns zum Rösten kiesiger Erze behuf der Schwefelsäurebereitung, einen grossen Röstflammofen mit terrassenförmigem Herd und einen 214 Fuss hohen Schornstein zur Aufnahme sämmtlicher Dämpfe.

Schmelzmaterialien. E. Freiberger Kupferarbeiten. Dieselben umfassen theils die Zugutemachung armer blendiger Kupfererze im Flammofen auf silberhaltigen Stein, theils die Concentration der Kupferbleisteine aus der Bleisteinarbeit (S. 198) in Schacht- und Flammöfen. Nachdem die auf die eine oder andere Weise erhaltenen silberhaltigen Kupfersteine zum Theil nach AUGUSTIN's Methode extrahirt worden, verschmilzt man die dabei erfolgenden Rückstände im Flammofen auf Schwarzkupfer.

Dieses wird behuf Raffination im Flammofen (§. 88.) und Gaarmachens im kleinen Herd an die Saigerhütte Grünthal verkauft.

Erzschmelzen im Flammofen. Arme blendige Kupfererze mit 3—4 % Kupfer, mit deren Verschmelzung im Schachtofen mannigfaltige Schwierigkeiten und ungünstige Abschlüsse verbunden waren, werden vortheilhaft in Flammöfen verarbeitet, welche fast das Doppelte der Schachtöfen in derselben Zeit durchsetzen und eine

vollständigere Ansammlung des Silbers und Kupfers im Steine gestatten. Die Erze werden in Posten von 15—20 Ctr. im Flammofen 6—8 Stunden lang geröstet, dann in Quantitäten von 17 Ctr. mit 15 Ctr. Rohschlacken verschmolzen. Sobald die Beschickung nach etwa 3stündiger Feuerung in Fluss gekommen ist, rührt man um, zieht etwa 1 Stunde lang Schlacken und lässt nach $1\frac{1}{2}$ Stunden eine zweite Post durchs Gewölbe in den Herd, ohne den Stein von der ersten Post vorher abzustechen. Nach $5\frac{1}{2}$ Stunden wird unter Wiederholung der obigen Proceduren der Stein von beiden Posten abgestochen und der Entsilberung übergeben, nöthigenfalls nochmals im Flammofen concentrirt.

Von der Verschmelzung der entsilberten Rückstände im Flammofen auf Schwarzkupfer wird bei der Concentration der Kupferbleisteine im Schacht- und Flammofen die Rede sein.

Flammofe arbeiten z Kaafjord

F. Zu Kaafjord[1]) in Lappland wird ein an Schwefelkies armes, viel Kalk und Magnesia enthaltendes Erz[2]) mit 6—7 % Kupfergehalt im rohen Zustande mit einem geringen Theil vorher gerösteten schwefelkiesreicheren Erzes verschmolzen. Das rohe (a) und geröstete (b) Erz hat nach STROMEYER folgende Zusammensetzung:

| | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| a) | Fe | $\dot{Cu}$ | Ni Co | $\dot{Ca}\ddot{C}$ | $\dot{Mg}\ddot{C}$ | $\dot{Fe}\ddot{C}$ | Malachit | S | $\dddot{Si}$ |
| | 15,58 | 7,58 | 0,40 | 23,10 | 6,30 | 0,35 | 1,08 | 16,69 | 28,04 |

| | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| b) | $\dot{Cu}$ | $\dddot{\overline{Fe}}$ | $\dot{Ca}$ | $\dot{Mg}$ | $\dot{Fe}$ | $\dddot{S}$ | $\ddot{C}$ | $\dddot{Si}$ |
| | 6,00 | 19,83 | 18,88 | 5,02 | 12,80 | 9,60 | 11,56 | 15,50. |

Bei dem Erzschmelzen mit Schlacken von den späteren Schmelzungen erfolgen Rohstein (Analyse Bd. I. S. 750. No. 2) und Erzschlacken mit oder ohne eingemengte Quarzkörner (Analysen Bd. I. S. 860), welche letzteren Schlacken man sortirt und die steinhaltigen beim nächsten Erzschmelzen zusetzt, die steinfreien aber wegwirft oder zu Mauersteinen formt. Der in Stadeln geröstete Rohstein, bestehend aus:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Cu | $\dot{Fe}$ | $\dot{Ni}\dot{Co}$ | $\dot{Fe}$ | $\dddot{S}$ |
| 37,3 | 21,6 | 0,7 | 35,4 | 5,0 |

1) LAROQUETTE in: Bgwfd. IV, 181 (III, 208, 223). STROMEYER in: ERDM., J. f. pr. Ch. No. 1 de 1854. S. 36. — B. u. h. Ztg. 1854. S. 111. — Bgwfd. XVII. No. 37. S. 561.

2) Erzvorkommen: COTTA's Erzlagerst. II, 523.

[redacted]



wird mit Schwarzkupfer- und Raffinirschlacken und ausserdem mit reichen Kupfererzen (Buntkupfererz) auf einen neuen Stein, Weissmetall und Schlacke (Analyse Bd. I. S. 862. No. 6) verschmolzen, welche zum Erzschmelzen kommt. Das in flache Blöcke gegossene Weissmetall röstet man bei schwacher Hitze im Flammofen bis zum halbgeschmolzenen Zustand und verstärkt dann die Hitze bis zur vollkommenen Schmelzung. Ungefähr die Hälfte des entstandenen Products besteht aus metallischem Kupfer, Blasenkupfer (Analyse Bd. I. S. 736), die andere Hälfte aus Stein, Purpurmetall; die Schlacke (Analyse Bd. I. S. 862. Nr. 7) kommt zum Erzschmelzen. Das wie das Weissmetall behandelte Purpurmetall gibt dann Schwarzkupfer (Analyse Bd. I. S. 736) und Schlacke (Analyse Bd. I. S. 862. No. 2—4). Das Blasenkupfer wird unter Zusatz von etwas Purpurmetall umgeschmolzen und liefert ebenfalls Schwarzkupfer (Analyse Bd. I. S. 736) und Schlacke (Analyse Bd. I. S. 862). Beiderlei Schlacken kommen zum Schmelzen des Weissmetalls. Das Schwarzkupfer wird im Flammofen raffinirt und dabei neben Kupfer eine nickelhaltige Schlacke (Analyse Bd. I. S. 862. No. 2) erzeugt.

Vergleichung des Flammofenbetriebes zu Kaafjord mit dem Schachtofenbetriebe zur Gilsaahütte.

Zur Vergleichung des Flammofenprozesses mit dem im Gebläseofen hat STROMEYER (a. a. O.) die Analysen der Schmelzproducte von Gilsaa Hütte (MERAGER) mitgetheilt. Bei dem Verschmelzen des gerösteten Erzes, bestehend aus:

| $\dot{Cu}$ | $\dot{Zn}$ | $\ddot{Fe}$ | $\dot{Ca}$ | $\dot{Mg}$ | Fe | S | $\dddot{S}$ | Quarz u. Glimmer |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 3,80 | 2,00 | 30,84 | 2,00 | 1,00 | 16,93 | 10,04 | 5,25 | 28,55 |

erfolgt Stein (Analyse Bd. I. S. 749) und Schlacke (Analyse Bd. I. S. 855). Ersterer enthält im gerösteten Zustande:

| $\dot{Cu}$ | $\dot{Zn}$ | $\ddot{Fe}$ | Fe | S | $\dddot{S}$ |
|---|---|---|---|---|---|
| 15,97 | 2,22 | 80,60 | 1,07 | 0,63 | 0,58 |

und gibt beim Schmelzen Schwarzkupfer (Analyse Bd. I. S. 736) und Schlacke (Analyse Bd. I. S. 856), welches erstere man im kleinen Herde gaar macht.

Nach RUSSEGGER[1]) hat man die Fehler des englischen Prozesses dadurch verbessert, dass man das Roh- und Lech-

1) Dessen Reisen IV, 601, 613 (464).

schmelzen im Schachtofen, die anderen Arbeiten aber im Flammofen vornimmt.

G. Zur Bendorfer Hütte[1]) bei Neuwied in Rheinpreussen werden Kupfererze mit 4 Röstöfen, 4 Flammöfen und 1 Krummofen verarbeitet. Im Jahre 1852 producirte man 2150 Ctr. Kupfer. Diese Hütte verarbeitet auch das Cementkupfer, welches auf der Marienberger Hütte aus armen Erzen dargestellt wird. Bendo Hütt

---

## Drittes Kapitel.

# Vereinigte Kupfergewinnung in Schacht- und Flammöfen.

§. 81. Allgemeines. Die zweckmässigsten Operationen beim englischen Schmelzprozess sind: Vorzüg Flamm- Schacht schmel

1) das Rösten der Erze und Leche, weil man dasselbe vollständiger in der Gewalt hat; je nach den Brennmaterialpreisen kann jedoch ein Rösten der Leche in Stadeln den Vorzug erhalten.

2) Das Raffiniren des Schwarzkupfers, wobei grosse Quantitäten des letzteren gleich hammergaar gemacht werden.

Dagegen hat der Schachtofen den Vorzug

1) beim Erz- und Steinschmelzen, weil dabei reinere Schlacken entstehen, also ein besseres Ausbringen erfolgt, Antimon und Arsen vollständiger verflüchtigt werden (S. 362) und, freilich zuweilen mit einer unerwünschten Schwarzkupferbildung, das Kupfer rascher und durch weniger Operationen concentrirt wird, wie nachstehende Zusammenstellung[2]) darthut:

| | Engl. Flammofenbetrieb. Cu | Mansfeld. Schachtofenbetrieb. Cu |
|---|---|---|
| Geröstetes Erz | 20—25 % | 2,75 % |
| Rohstein | 33 „ | 47 „ |
| Gerösteter Rohstein | 34 „ | 51 „ |
| Weisser Stein | 77 „ | — — |

1) B. u. h. Ztg. 1854. S. 120. — Bgwfd. XVII, 221. — v. Leonhard's Hüttenerzeugnisse. 1858. S. 58.

2) B. u. h. Ztg. 1852. S. 267.

[redacted]



| | Engl. Flammofenbetrieb. Cu | Mansfeld. Schachtofenbetrieb. Cu |
|---|---|---|
| Blauer Stein | 56 % | — — |
| Schlackenstein | 62—74 „ | — — |
| Extrastein | 77,5 „ | — — |
| Metallstein | 81,5 „ | — — |
| Schwarzkupfer | 92 „ | 88—95 % |
| Raffin. Kupfer | 97—99,5 „ | 98,5—99,5 % |

Zuweilen (Mansfeld, Freiberg) geschieht indessen auch das Concentriren der Steine zweckmässig im Flammofen, wenn es darauf ankommt, dieselben behuf ihrer Entsilberung nach AUGUSTIN's oder ZIERVOGEL's Methode zuvor von schädlichen Beimengungen (Blei, Zink, Antimon, Arsen) zu reinigen und dabei den Silber- und Kupfergehalt, ohne dass sich Schwarzkupfer bildet, im Steine anzureichern. Wie früher bemerkt (S. 362), erhält man im Flammofen länger Stein ohne Schwarzkupfer, als im Schachtofen. Aus diesem Grunde verschmilzt man auch wohl Rückstände von der Schwarzkupferentsilberung mit kiesigen Erzen im Flammofen auf Stein, wenn dieselben antimon- und arsenhaltig sind und deshalb nicht gleich auf Schwarzkupfer verarbeitet werden dürfen (Niederungarn, Schmöllnitz).

2) beim Schwarzkupferschmelzen, weil die Kupferverflüchtigung (namentlich bei entsilberten, Kochsalz enthaltenden Rückständen) geringer ist, Antimon und Arsen vollständiger abgeschieden werden und im Flammofen immer viel Kupfer in den Herd geht, welches schwierig wieder heraus zu bekommen ist. Dagegen erzielt man im Flammofen ein grösseres Durchsetzquantum und ein reicheres Schwarzkupfer neben wenig Stein (S. 362), weshalb man zuweilen doch den Flammofen dem Schachtofen vorzieht (Schmöllnitz).

§. 82. Beispiele für den combinirten Schacht- und Flammofenprozess.

Mansfeld. A. Mansfelder Kupferhüttenprozess.[1]) Das zu

1) LAN in: B. u. h. Ztg. 1852. No. 25; 1856. S. 182; 1859. S. 371, 412; 1860. S. 501; 1861. S. 67, 449; 1862. S. 140. — Bgwfd. XXII, 229. — BÉZARD in: Bullet. de la société de l'industrie

verarbeitende Erz ist Kupferschiefer[1]), ein Gemenge von Kalk, Thon und Bitumen und verschiedenen metallischen Substanzen, hauptsächlich Kupferglanz, Kupferkies, Buntkupfererz, gediegen Kupfer und Silber, Rothkupfererz, Malachit, Lasur, Kobalt- und Nickelerzen, Bleiglanz, Blende, Molybdän- und Vanadinverbindungen etc. Das Hangende des zwischen dem Rothliegenden und dem Zechstein abgelagerten Kupferschiefers bilden kupferhaltige kalkige Lagen (Noberge und Dach), das Liegende desselben ein Sandstein mit kalkigem und thonigem Bindemittel (Weissliegendes), welches ein paar Zoll tief mit Erzen (Sanderze) imprägnirt ist. Erze.

Das Kupferschieferflötz ist selten 2 — 3 Fuss, oft nicht über 20 Zoll mächtig und das Kupfererz nur an wenige Lagen von 3 — 4, selten 6 Zoll Mächtigkeit gebunden. Kammschaalen, Ober- und Unterkopf haben in der Regel den höchsten Metallgehalt und sind immer schmelzwürdig; der Gehalt ist da am höchsten, wo das Flötz am schwächsten. Auf Rücken und gangartigen Durchbrechungen finden sich Nickelerze (200 Ctr. jährlich für Sangerhäuser Hütte).

Die Kupferschiefer enthalten 1,8 — 3,7 % Kupfer und in 1 Ctr.[2]) Kupfer 0,53 — 0,58 Pfd., durchschnittlich etwas über 16 Loth Silber. Einzelne Mineralien sind in demselben kaum zu erkennen und nur Kupfer, Eisen und Silber durch die Analyse bestimmbar, während sich Zink, Blei, Nickel, Kobalt, Molybdän, Vanadin, Arsen, Antimon, Selen etc., erst in Zwischenproducten deutlich wahrnehmbar concentriren. Jährliche Förderung 18500 Fuder = 1,110,000 Ctr. Hauptsächlich nach dem Aussehen der Bruchflächen verklaubt man die Kupferschiefer im Tagelohne in schmelz-

---

minér. Tom. I. livr. 4 de 1856. p. 606. — Rivot, Métallurgie du cuivre. 1859. p. 405. — Lamborn, Metallurgy of copper. 1860. p. 146. — Percy's Metallurgy. I, 413. — Handschriftliche Mittheilungen des Herrn Stetefeld.

1) Erzvorkommen: Veltheim in: Karst. Arch. 1 R. XV, 89; Cotta's Erzlagerst. II, 106.

2) 1 preuss. Centner = 100 Pfd. = 50 Kil. 1 Fuder Schiefer = 60 Ctr. = 40 Karren à $1^1/_2$ Ctr.

[redacted]



und unschmelzwürdige, und zwar werden in 8 Stunden 27 — 30 Ctr. Schiefer ausgeklaubt. Die Schiefer enthalten etwa 40 — 50 $\bar{\bar{Si}}$, 13 — 22 $\dot{C}a$ und $\dot{M}g$, 10—18 $\bar{Al}$, 3—5 ..., nach BERTHIER: 40 $\bar{\bar{Si}}$, 10,7 $\bar{Al}$, 5 $\bar{Fe}$, 19,5 $\dot{C}a\ddot{C}$, 6,5 $\dot{M}g\ddot{C}$, 2 $\dot{K}$, 6 Kupferkies, 10,3 Wasser und Bitumen.

Die Sanderze, eine quarzig sandige Grundmasse mit thonig-kalkigem Bindemittel und deutlich eingesprengtem Kupferkies und Buntkupfererz, theilt man in reiche mit 7 — 7,5 % und arme mit 2,5 % Kupfer, welche in 1 Ctr. Kupfer nur 0,18 Pfd. Silber haben. Jährliche Förderung 666 Fuder und zwar 600 Fuder reiche und 66 Fuder arme. Letztere werden durch den Spalt gepocht, das Rösche aus der Mehlführung auf 2 grossen Stossherden von 12 Fuss Länge, 4 Fuss Breite und mit 16 — 20 Stössen pro Minute verwaschen und dabei reicher Schlieg mit 8 — 10 % Kupfer und After mit 0,4 — 0,7 % Cu erhalten. Die wegen ihrer thonigen, zähen Beschaffenheit nicht weiter aufzubereitenden Schlämme werden mit bis 90 Pfd. Kupfer im Fuder ausgeschlagen, mit den reichen Schliegen gattirt, zu Batzen geformt und auf Stellagen im Freien getrocknet. Da aus 66 Fudern armen Erzen mit 2½ % Kupfer an 30 Fuder Waschgut mit 6 % erfolgen, so findet bei der Aufbereitung eine Volumenverminderung von 54 % und ein Metallverlust von 12 % statt.

Die Dacherze, bitumenfreie, hellgraue Kalksteine mit zuweilen schmelzwürdigem Gehalte und dann deutlich ausgeschiedenen Kupfermineralien, finden sich besonders im Sangerhäuser Revier, mit 100 Pfund Kupfer im Fuder, aber noch mit 85 Pfund schmelzwürdig; Silbergehalt wie bei den Schiefern.

Es werden etwa nur 190 Fdr. gefördert, wovon 100 Fdr. mit 90 Fuder Sanderz auf Sangerhäuser Hütte verschmolzen werden, indem ihr Kalkgehalt eine Ersparung an Flussspath veranlasst. Dacherze, sowie Sanderze und Waschgut werden nicht geröstet.

Das Verwägen der Erze geschieht auf Brückenwagen, wobei auf 1 Ctr. 3 — 6 Pfd. Wassergewicht je nach

der Witterung zugerechnet werden. Das Probiren der Schiefer findet auf die S. 310 angegebene Weise statt.

Das Schieferschmelzen geschieht zur Sangerhäuser Hütte, zur Ober- und Mittelhütte bei Eisleben, zur Kreuz-, Catharinen- und Eckardtshütte bei Leimbach, zur Silber- und Friedeburger Hütte und zur Kupferkammerhütte bei Hettstädt. Die Entsilberung der concentrirten Kupfersteine und das Verschmelzen der entsilberten Rückstände findet zur Gottesbelohnungshütte und das Gaarmachen und Raffiniren des Schwarzkupfers auf der Saigerhütte bei Hettstädt statt. Hüttenwerke.

Zum Verschmelzen der Schiefer sind nachstehende hüttenmännische Operationen erforderlich: Hüttenmännische Operationen.

1) Rösten der Kupferschiefer. Das Rösten bezweckt weniger eine Oxydation der Schwefelmetalle, als eine Entfernung des Bitumen- und Wassergehaltes, welcher ersterer eine schlechtere, zähe Schmelzung herbeiführt, in Folge einer Theerbildung in oberen Ofentheilen Versetzungen und Verunreinigungen hervorbringt und nebst dem Wassergehalt die Temperatur herabstimmt, so dass beim Verschmelzen roher Schiefer pro Fuder 1 Tonne Kohlen mehr verbraucht werden. Zweck.

Die Herstellung der Rösthaufen geschieht auf die Bd. I. S. 375. angegebene Weise. Je nach der Witterung brennt ein Haufen 2—6 Monate; am besten ist windige, zuweilen etwas regnerische Witterung, weniger günstig stilles, heisses Wetter. Sind die Schiefer nicht gehörig gattirt, namentlich die Kläre nicht unter die schaaligen bitumenreichen Schiefer vertheilt, so entstehen Klötze; dann pflegt die Röstung zu weit fortgeschritten zu sein und wegen Mangels an Schwefel tritt beim Rohschmelzen eine grössere Kupferverschlackung und Eisensauenbildung ein. Gut geröstete Schiefer haben eine gelbe, rothe oder braune Farbe, geöffnete Schichtungsflächen und sind an den Rändern etwas gefrittet. Die Kläre muss zusammengebacken sein, welchen Zweck man beim Schmelzen auch durch Ankneten derselben mit Thon zu erreichen sucht. Versuche auf Kupferkammerhütte, das Bitumen der Kupferschiefer durch Destillation als Theer zu gewinnen, haben noch zu keinem entscheidenden Resultate geführt.[1] Röstmethode. Röstproducte.

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 140.

[redacted]



Die gebrannten Schiefer haben folgende Zusammensetzung:

| | Si | Al | Mg | Fe | Cu | [illegible] | S | Glühverlust |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1. | 50,6 | 23,4 | | 9,0 | 2,8 | 7,8 | 4,0 | 0,8 |
| 2. | 43,8 | 17,2 | | 7,2 | 2,5 | 18,0 | 2,4 | 6,0 |
| 3. | 49,00 | 15,31 | 4,14 | 8,00 | — | 18,10 | — | — |
| 4. | 50,60 | 18,00 | 3,30 | 8,00 | — | 13,20 | — | — |
| 5. | 49,20 | 16,00 | 4,50 | 8,00 | — | 15,60 | — | — |
| 6. | 55,60 | 13,85 | 3,74 | 8,00 | — | 10,97 | — | — |
| 7. | 52,72 | 15,67 | 4,65 | 8,00 | — | 9,99 | — | -- |

No. 1 und 2 nach BERTHIER, 3) Schiefer des untern Reviers nach v. GRUNOW, 4) aus dem Schaafbreiter Revier nach demselben, 5) aus dem Cuxberger Revier nach demselben, 6) und 7) aus dem Sangerhäuser Revier nach demselben.

Zweck. 2) Rohschmelzen. Dasselbe bezweckt die Verschlackung der erdigen Bestandtheile der Erze und das Zusammenschmelzen der durch Röstung wenig veränderten Schwefelungen zu einem Stein. Durch zu starke Röstung wird Veranlassung zu Kupferverlusten durch Verschlackung und zur Bildung von Eisensauen gegeben, weil es an Schwefel fehlt. In solchem Falle müssen rohe Schiefer zugeschlagen werden. Bei viel Kläre wird dieselbe mit Thon eingebunden und geformt, damit sie sich nicht in die Schlacke wickelt.[1])

Beschickung. Bei Herstellung der Beschickung wird 1 Fuder Schiefer (etwa 23 Karren) in Form eines Rechteckes 8—10 Zoll hoch aufgestürzt, darauf kommt der erforderliche Zuschlag von Stolberger Flussspath, Concentrationsschlacke, Krätzschlacke (welche zuletzt vom Kupferstein abgezogen ist) und Schweel. Auf diesem ersten beschickten Fuder wird ein zweites, drittes, etc. darüber in ähnlicher Weise hergestellt, eine sogenannte Stadel gebildet, wobei man zur besseren Gattirung Schiefer aus verschiedenen Rösthaufen nimmt.

Auf 1 Fuder[2]) Schiefer kommen z. B.

1) Bgwfd. I, 169.

2) Bei der Einheit Fuder beziehen sich die Angaben auf rohen, lufttrocknen Schiefer; nach dem Rösten wird der Schiefer nach Karren gemessen.

| | Fluss-spath. | Concentra-tionsschlacke. | Gehalt in 1 Fdr. Beschickg. Kupfer. | Silber. | Jährl. Schmelz-quantum. |
|---|---|---|---|---|---|
| Friedeb. H. . . | 1 Ctr. | $3^1/_2$ Ctr. | 110 Pfd. | 0,627 Pfd. | 2000 Fdr. |
| Kupferkammerh. | $1^1/_4$ „ | 3—4 „ | 145 „ | 0,768 „ | 3600 „ |
| Eisleben. H. . . | 4 „ | 3 „ | 159 „ | 0,875 „ | 4600 „ |
| Mansfeld. H. . . | 4 „ | 3 „ | 173 „ | 0,995 „ | 8000 „ |

Zur Sangerhäuser Hütte verschmilzt man jährlich 600 Fuder reiche Sanderze, 30 Fuder Waschgut, 100 Fuder Dacherze und 470 Fuder Schiefer. Auf 1 Fuder Gattirung kommen 8—10 Ctr. Flussspath und 2—3 Ctr. Spurschlacke; 1 Fuder Beschickung enthält 295 Pfd. Kupfer und 0,585 Pfd. Silber. Die losgehauenen Schiefer werden mittelst Bremsbergen auf den Beschickungsboden gelaufen.

Die angewandten Schmelzöfen sind: Brillenöfen (Bd. I. Taf. VIII. Fig. 203, 204), welche ein schnelleres Schmelzen, bei der saigern Beschaffenheit der allmälig erstarrenden Schlacke eine gute Separation des Steins von derselben ausserhalb des Ofens, sowie eine Reinigung des ausfliessenden Steines von Zink gestatten, wodurch weniger Ofenbrüche entstehen. Schmelzöfen.

Nach ihren Dimensionen theilt man die Brillenöfen (S. 360) in:

a) einförmige Kleinöfen (2 auf Kupferkammer, 4 auf Friedeburger Hütte und 4 auf Ober- und Mittelhütte) mit prismatischem Schacht und Gestell. Auf dem $3^1/_2$ Fuss langen, 3 Fuss breiten, 1 Fuss 2 Zoll dicken und mit 3 bis 5 Zoll Fall gelegten Sohlstein ist das Gestell vorn 16 Zoll und hinten 20 Zoll weit und nach Abrechnung der 6 Zoll starken Vorwand 30 Zoll tief. Bei 2 Fuss 4 Zoll Höhe über dem Sohlstein hat das Gestell vorn 20, hinten 24 Zoll Weite bei 30 Zoll Tiefe. Von da geht dasselbe in gleichen Dimensionen 2 Fuss 9 Zoll senkrecht in die Höhe, wo dann der $8^1/_2$ Fuss hohe Ofenschacht beginnt mit 16 Zoll vorderer, 20 Zoll hinterer Weite und 22—24 Zoll Tiefe an der Gicht. Hier ist der 1 Fuss hohe Trichter aufgesetzt. Höhe der Form über dem Sohlstein 2 Fuss (Kupferkammer- und Friedeburger Hütte). Auf den Eislebener Hütten sind die Kleinöfen auf dem Sohlstein vorn 18 Zoll, hinten 30 Zoll weit und incl. der Vorwand 2 Fuss 8 Zoll tief; bei 2 Fuss 2 Zoll

Höhe über dem Sohlstein vorn 21. hinten 34 Zoll weit bei derselben Tiefe. Mit diesen Dimensionen geht der Ofen 3 Fuss senkrecht in die Höhe und der daselbst beginnende $10^1/_3$ Fuss hohe Schachtraum verengt sich nach oben auf 18 Zoll Weite vorn und 22 Zoll Weite hinten bei 22 Zoll Tiefe. Dann folgt der 1 Fuss hohe Trichter. Höhe der Form in der Rückwand über dem Sohlstein 2 Fuss 2 Zoll. Beim Zumachen setzt man zunächst auf den Sohlstein den 6 Zoll hohen Steg oder Augenstein. dessen Stirnen von jeder Seitenwand 6 Zoll abstehen, wodurch die Räume für die Augen gebildet werden. Rechtwinklig gegen die Vorwand lässt man noch eine 3 Zoll starke Sandsteinplatte (Dammstein) zur Scheidung der beiden Vorherde ein.

b) zweiförmige Grossöfen von grösseren Dimensionen und der Gestalt der Eisenhohöfen sich mehr oder weniger nähernd. Die Rast befördert zwar die Eisensauenbildung, aber wegen der Erweiterung im Kohlensack wird die Hitze gleichmässiger ausgebreitet und oben nicht so hoch, so dass der Ofen daselbst weniger angegriffen wird. Den Kleinöfen gegenüber gestatten die Grossöfen eine grössere Production und längere Ofencampagnen (bei Kleinöfen 10—14 Wochen, bei Grossöfen 1—3 Jahre): Ausbringen und Kohlenverbrauch sind nicht verschieden. Wo die Localität es gestattet, wird man mit der Zeit die Kleinöfen beseitigen.

Von den Grossöfen unterscheidet man:

*α*) Aeltere Grossöfen mit trapezoidalem Gestell und 2 Formen in der Hinterwand, wovon sich z. B. zwei auf Kupferkammerhütte befinden Taf. VI. Fig. 135.). Der 4 Fuss lange, 14 Zoll starke und $3^1/_2$ Fuss breite Sohlstein hat $5^1/_2$ bis 6 Zoll Fall. Mittlere Entfernung der Formen 15 — 16 Zoll.

*β*) Neuere Grossöfen mit quadratischem Gestell, Rast nach Art der Eisenhohöfen und mit 2 in den Seitenwänden liegenden Formen (4 zu Eckardtshütte, 4 zu Kreuzhütte, 2 auf Oberhütte und 1 auf Mittelhütte). Die Dimensionen eines grösseren und kleineren Grossofens zu Kreuzhütte sind durch die Figuren 133, 134 auf Taf. VI. dargestellt.

Zur Eckardtshütte erhebt sich auf dem 6 Fuss langen, $5^3/_4$ Fuss breiten und $1^1/_2$ Fuss dicken Sohlstein *b* (Taf. IV. Fig. 75, 76, 78, 80) mit 2—3 Zoll Fall das quadratische Gestell mit

$2^3/_4$ Fuss unterer Seite, nach allen Seiten hin sich bei 5 Fuss Höhe und 4 Fuss Seitenlänge erweiternd. Höhe der Rast $2^1/_4$ Fuss mit $5^3/_4$ Fuss oberem Durchmesser, indem die quadratische Form in die runde übergeht. Mit diesem Durchmesser erhebt sich der Kohlensack $1^1/_4$ Fuss senkrecht, dann zieht sich der von da $11^1/_2$ Fuss hohe Schacht bis zur Gicht auf 3 Fuss Durchmesser zusammen. Höhe der Formen über dem Sohlstein 2 Fuss 8 Zoll. *a* Gestübbe. *b* Sohlstein. *c* Tragenstein. *d* Schutt. *e* Flugstaub. *f* Flugstaubkammern. *g* Herdtiegel. *h* Rauchfang. *i* Chargiröffnung. *k* Formgewölbe.

ε-γ) Grossöfen für Sanderze zu Sangerhausen mit niedrigerem rechtwinkligen Gestell und einer Form in der Hinterwand. Auf dem 3 Fuss 9 Zoll langen Sohlsteine erhebt sich das rectangulaire Gestell von 2 Fuss 4 Zoll Weite, [illegible] Fuss 3 Zoll Tiefe und geht 7 Fuss in die Höhe; dann folgt der 12 Fuss hohe kegelförmige Schacht, unten von 3 Fuss und oben von $2^1/_4$ Fuss Durchmesser. Höhe der Form über dem Sohlstein 2 Fuss 3 Zoll.

Ofenbaumaterial. Man verwendet zum Sohlstein und zu den Gestellsteinen Rothliegendes, bunten Sandstein und Quadersandstein, zum Ofenschacht gute Barnsteine, zur Vorwand Lehmsteine. Die Füllung zwischen Gestell und Rauhgemäuer besteht aus Barnsteinstücken, zwischen Kernschacht und Rauhgemäuer aus Asche und Cindern; bei neueren Oefen (Taf. IV. Fig. 75, 76) lässt man den Kernschacht ganz frei und sich dann eine Füllung von Flugstaub bilden. Schadhafte Sohlsteine werden durch Aufstampfen von Sandmasse reparirt.

Formen. Die guss- oder schmiedeeisernen Formen haben vorn $2^1/_2$ Zoll, hinten 2 Zoll Durchmesser, sind 10 Zoll hoch und 18 Zoll lang, ohne Stechen und zur Kühlung mit Strohlehm umgeben. Die unbeweglichen Düsen von Eisenblech haben 2 — $2^1/_2$ Zoll Durchmesser.

Gebläse. Den erforderlichen Wind liefern hölzerne Bälge (Friedeburger Hütte), Cylindergebläse mit 2 und 3 Cylindern (Kupferkammer-, Kreuz- und Sangerhäuser Hütte) und Cagniardellen (Ober-, Mittel- und Eckardtshütte). Bei versuchsweiser Anwendung von Ventilatoren erhielt man ausser zu häufigen Reparaturen gute Resultate. Man zieht allen

andern Gebläsen die Cagniardellen (Bd. I. S. 621) vor, welche auf andern Werken weniger Glück gemacht haben; sie nehmen geringen Raum ein, haben eine einfache, continuirliche Bewegung, bedürfen weder Ventile, noch Liederungen, sind ohne schädlichen Raum und ohne Windverlust bei guter Ausführung, die Zapfenreibung ist sehr gering, sie erfordern wenig Unterhaltungskosten, die kleinste Kraft zur Bewegung, geringe Reparaturen und geben einen continuirlichen Luftstrom von fast constanter Pressung. Dieselben sind auf der Eislebener Hütte 13 Jahre lang ohne wesentliche Reparaturen im Gange.

Als Schattenseiten der Cagniardellen hebt man hervor: a) die schwierigere Construction; b) die Zerstörbarkeit durch saure Dämpfe, welche aber durch einen guten Firniss (Steinkohlentheer und Pech) und durch fliessendes Wasser zu beseitigen ist; c) feuchter Wind, dessen Einfluss aber, im Vergleich mit einem Cylindergebläse durch den continuirlichen Windstrom ausgeglichen wird und bei Erhitzung der Luft ganz verschwindet; d) eine schwächere Pressung, als bei Cylindergebläsen, welche jedoch selten über 25 Zoll Wasser zu gehen braucht. Die frühere Cagniardelle in Freiberg war aus zu dünnem Blech hergestellt, sie erhielt Knicke und Biegungen, in Folge dessen fiel der Firniss ab und die sauren Dämpfe wirkten störend ein.

**Winderhitzung.** Mit der Anwendung von erhitztem Wind ist ein besserer Schmelzgang und eine Ersparung von 1—1¼ Tonnen Koks auf 1 Fuder Schiefer verbunden. Nur zu Friedeburger Hütte wendet man wegen zu schwacher Bälge kalten Wind an, die neue Eckardtshütte erhält einen Winderhitzungsapparat. Man hat Apparate mit 20—25 Kästen, welche mit Braunkohlenklein auf Treppenrosten oder mit Waasen auf gewöhnlichen Rosten erhitzt werden. Der Wind strömt mit 5—7, höchstens 10 Zoll Wasserpressung, auf 170° C. erhitzt, aus (etwa 1200 Cubikfuss aus 2 Düsen pro Min.).

**Brennmaterial.** Früher wurden nur Holzkohlen verwandt, jetzt nur Koks aus Westphalen, Hamburg, Berlin, Wettin etc. 1 Tonne = 7½

1) Merbach, Anwendung erhitzter Gebläseluft. 1840. S. 191—202. — Bgwfd. V, 211.

Cubikfuss wiegt: Berlin. 150—160 Pfd., Hamburg. 147 Pfd., Wettin. 160—170 Pf. Es sind in der Wirkung $5^1/_3$ Tonnen Engl., Westphäl. und Bückeburg. = $6^1/_2$ Tonnen Magdeb., Hamb. = $6^3/_4$ Tonnen Berliner Koks. Dieselben sind billiger als Holzkohlen, geben höhere Temperatur und in Folge dessen raschern und reineren Ofengang, sowie wegen verminderter Bildung von Kohlenoxydgas weniger Eisensauen.

Nach dem Anblasen kommt der Ofen nach dem ersten oder zweiten Tage in normalen Gang und man setzt dann auf eine Gicht von $^1/_5$ — $^2/_3$ Tonnen Koks — je nach Grösse und Weite der Oefen — 8 und mehr Füllkörbe à 40 bis 45 Pfd. Beschickung, erstere mehr nach der Vorwand, letztere nach der Formwand zu. Auf Kreuz- und Eckardtshütte wird die Beschickung gewogen und mit Hunden aufgegichtet, deren Bodenklappen man über der Gicht öffnet, so dass die Beschickung in gleichen Mengen rechts und links hinfällt, wo sich die Formen befinden. Man chargirt immer bei 4 Fuss Tiefgang, zuweilen bei 6—8 Fuss, wenn man einen fehlerhaften Satz ändern will. Stein und Schlacke fliessen fortwährend aus einem Auge in den einen Vorherd; ist derselbe nach 7—8, auf manchen Hütten nach 12 Stunden voll geworden, so sticht man um, das heisst, man stürzt einen Trog voll Gestübbe vors offene Auge, nachdem Herd, Sohlstein und Vorwand von Schweel-Ansätzen und Eisensauen gereinigt, klopft das Gestübbe mit dem Stopfholz fest und öffnet erst nach einiger Zeit, wenn sich Schlacke und Stein im Ofen etwas gesammelt haben, das andere Auge oben, damit die zuerst abfliessende Schlacke den Vorherd abwärmt. Das Auge arbeitet sich dann von selbst tiefer. Nachdem der Vorherd gefüllt ist, ziehen 3—4 Mann das Schlackenfell ab und aus der Hütte, worauf man in den noch flüssigen Stein einen eisernen Haken steckt, ihn nach etwa 6 Stunden, wenn er erstarrt, an demselben mittelst eines Hebebaums auf einen zweirädrigen Karren hebt und wegschafft. Schmelzgang.

Die Vorherde von 28—36 Zoll Durchmesser, aus Gestübbe (3 Lehm und 2—3 Koks- und Holzkohlengestübbe) geschlagen, werden mit flüssigen Schlacken aus dem andern Herd abgewärmt und halten 4—5mal, worauf sie erneuert werden.

[redacted]



Sie liegen 1 Fuss vor der Vorwand, so dass eine Linie durch ihre Mitte und die des Auges mit der Vorwand einen Winkel von 60° bildet.

Während 12 Stunden erfolgt ein 2—5maliges Durchstossen, d. h. ein Ersetzen des Lehmes neben den Formen durch nassen Strohlehm, ein unvollkommenes und auf den Schmelzgang störend wirkendes Mittel.

Als Kennzeichen zur Beurtheilung des Schmelzganges dienen:

a) die Nase, welche 4—6 Zoll lang, porös, hell, aber nicht blendend sein muss. Ist sie zu hell, so legt man an Beschickung zu, ist sie zu dunkel und stark, so bricht man an solcher ab und bringt schlimmsten Falles Kohlen und Flussspath durch die Formen ein.

b) die Beschaffenheit der Schlacken; sie müssen continuirlich ausfliessen, hinreichend flüssig sein und im Vorherd noch flüssig bleiben, langsam erkalten, sowie ein vollkommen glasiges Ansehen bei schwarzer, grünlicher oder blauer Farbe haben. Rothe Farbe deutet auf verschlacktes Kupfer, Dickflüssigkeit auf eingemengte Steinkohlentheilchen oder Kläre. Damit die Schlacke in der Spur flüssig bleibt, wird sie mit Kohlenklein bedeckt.

c) die Augenflamme, wenn sie bläulich weiss, nicht zu lang, aber fortwährend aus dem Auge schlägt, wobei sich Zink in reichlicher Menge verflüchtigt.

d) Eisensauen dürfen sich nicht in zu reichlicher Menge bilden; die eisenreicheren Sanderze geben mehr Sauen, als Schiefer.

Die Schmelzer müssen eine bestimmte Anzahl Fuder, ein Wochenwerk, pro Woche durchsetzen und erhalten für mehr Verschmolzenes Prämien. Man verschmilzt in einem Ofen

| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| zu Kupferkammer | bei Grossöfen | 21—26 Fdr., | b. Kleinöfen | 11—16 Fdr. |
| „ Friedeburg | „ „ | — | „ „ „ | 11—12 |
| „ Kreuzhütte | „ „ | 26—34 „ | | |
| „ Eckardtshütte | „ „ | 22—26 „ | | |
| „ Sangerhausen | „ „ | 10—12 „ | | |

wonach man zu 1 Fdr. im günstigsten Fall 5, im ungünstigsten 16 Stunden braucht.

Der Brennmaterialverbrauch pro Fuder Schiefer ist folgender:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Eisleben. H. | 5½ Ton. schwere u. | 6½ Ton. leichte | Koks | b. heisser Luft. |
| Kreuzhütte | 5 „ engl. od. westph. od. | 6 T. | Gaskoks „ | „ „ |
| Kupferkam. | 5½ „ „ „ „ „ | 6½ „ | „ | „ „ „ |
| Sangerh. | 7½ „ „ „ „ „ | 10 „ | „ | „ „ „ |
| Eckardtshütte | 6½ „ „ „ „ „ | 7,8 „ | „ | b. kalter Luft. |
| Friedeburg. | 7½ „ „ „ „ „ | — „ | „ | „ „ „ |

Beim Lufterhitzungsapparat werden in 24 Stunden 8—9 Tonnen Braunkohlenklein oder 4—5 Schock Waasen verbraucht.

Die Campagnen dauern bei Kleinöfen 10—14 Wochen, bei Grossöfen 1 Jahr, oft 2—3 Jahre.

Als Schmelzproducte erfolgen: Schmelzproducte.

a) Rohstein (Analyse I. 748), röthlich, mit muschligem Bruche, sehr dicht, zuweilen mit kleinen Drusen- und Kupferhaaren. Man erhält von 1 Fdr. Schiefer:

| | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| auf | Eisleb. H. | 4½ Ctr. | Rohstein | à 35,33 Pfd. Cu | u. 0,195 Pfd. Ag [1]) | |
| „ | Friedeb. H. | 5 „ | „ | à 22,00 „ | „ „ 0,125 „ | „ |
| „ | Mansf. H. | 5¼ „ | „ | à 33,00 „ | „ „ 0,190 „ | „ |
| „ | Kupferk. H. | 5½ „ | „ | à 26,36 „ | „ „ 0,109 „ | „ |
| „ | Sangerh. H. | $6\frac{1}{10}$ „ | „ | à 48 „ | „ „ 0,097 „ | „ |

Der auf den Mansfelder Kupfersteinen entstehende grüne Beschlag enthält nach FRITSCHE [2]) $\dot{C}u\,\ddot{C}$ mit $\dot{C}a\,\ddot{C}$ und $\dot{N}a\,\ddot{C}$, letztere von einem Gehalte des Steins an Ca S und Na S herrührend.

Dieser Stein wurde nach der alten Methode [3]), wenn er zu kupferarm war, nach zweimaliger Verröstung im Schachtofen gespurt und der dabei neben Spurschlacke (Analyse Bd. I. S. 856) erfolgende Spurstein (Analysen Bd. I. S. 750) gemeinschaftlich mit dem reicheren Rohstein

1) Schwanken des Gehaltes: Bgwfd. I, 23.

2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 412.

3) LAMPAD., Hüttenkde. II. Thl. 2. Bd. S. 181. — MANÈS in: Ann. d. min. 1 sér. t. IX, 3; XI, 81, 483. — CHATELIER in: Ann. d. min. 3 sér. Tom. XVII, 2 livr. de 1840. p. 257. — HARTM., Repert. II, 490. — KARST., Met. V, 323. — SCHUBARTH, techn. Chem. 1851. II, S. 241. — RAMMELSBERG, Met. S. 221. — BERTHIER, Untersuchung einiger Mansfeld. Kupferhüttenpr. — KARST., Arch. 1 R. XI, 418.

einer 6maligen Röstung unterworfen, dabei nach dem dritten, vierten und fünften Feuer ausgelaugt und die Lauge auf Vitrole[1]) versotten. Der Gaarrost gab dann beim Verschmelzen Schwarzkupfer (Analyse Bd. I. S. 736), Dünnstein (Analyse Bd. I. S. 750) und Schwarzkupferschlacke (Analyse Bd. I. S. 856). Das Schwarzkupfer mit bis 95% Kupfer und 16—20 Loth Silber im Ctr. wurde zu Hettstädt gefrischt und gesaigert, die Kiehnstöcke gedarrt und die Darrlinge im kleinen Herde gaargemacht. Der Kupferstein von Sangerhäuser Hütte wurde wegen seines geringen Silbergehaltes gar nicht entsilbert.

Im Jahre 1831 wurde die Saigerung abgeworfen und die Amalgamation der Kupfersteine[2]) zur Gottesbelohnungshütte eingeführt, mittelst welcher sich das Silber vollständiger ausziehen und eine bessere Reinigung des Kupfers erreichen liess. Kaum war die Kupfersteinamalgamation zu einem noch nicht übertroffenen Grad der Vollkommenheit gebracht, als durch die hüttenmännische Intelligenz zweier Mansfelder Beamten fast gleichzeitig zwei neue Entsilberungsmethoden auf nassem Wege auftauchten, nämlich AUGUSTIN's Kochsalzlaugerei und ZIERVOGEL's Wasserlaugerei.[3]) Beide haben einige Zeit lang rivalisirt, bis letztere Methode als die einfachere und weniger kostspielige den Sieg davon getragen hat. Derselben werden zur Gottesbelohnungshütte die reicheren Kupfersteine direct unterworfen, die ärmeren mit weniger als 40 % Kupfer aber zuvor in einem Flammofen concentrirt (siehe Silber).

b) Rohschlacken (Analysen I. 854), Bisilicate und von den Sanderzen bis Trisilicate, glasig, schwarz-blau oder grünlich; rothe Farbe deutet auf einen Kupfergehalt, der um so grösser, je dunkler das Roth. Die rothen Schlacken sind aber nicht immer die kupferreichsten. Die Schlacken enthalten bei schwarzer Farbe gewöhnlich 6—8 Loth, bei rother 12—13

1) HEINE und BÄNTSCH über den Röstprozess der Kupfersteine in Stadeln. Bgwfd. I, 49, 81, 113 und in Schachtöfen ibid. I, 97.

2) WINKLER, die europäische Amalgamation der Silbererze. 1848. S. 171. — ERDM., J. f. pr. Ch. XI, 390; XVII, 444.

3) GRÜTZNER, die AUGUSTIN'sche Silberextraction. 1851. S. 158. — B. u. h. Ztg. 1852. S. 410.

Loth Kupfer[1]) im Ctr. Sie dienen als Zuschläge zu späteren Schmelzprozessen, zu Bausteinen[2]), zu Knäueln geballt als Heizmaterial, gepocht und bis Erbsengrösse gesiebt mit Mörtel als guter Bewurf für rauhe Berappung etc. Die Schlacken unmittelbar über dem Steine weg gehen ins Rohschmelzen zurück.

c) Schweel, die mit Rohstein gemengte Schlacke, welche beim Aufstechen des Auges den neuen Herd zuerst füllt und an dessen Wänden erstarrt. Derselbe geht ins Rohschmelzen zurück.

d) Eisensauen[3]) (Analyse I. 802), dem Stein in den Vorherd folgend und sich unter demselben absetzend, feinkörnig im Bruche, von silberweisser Farbe und schwer von dem Stein zu trennen. Die Sangerhäuser Sauen enthalten oft bis 20 % Molybdän und Vanadin. Sie werden entweder für sich allein (Sangerhausen) mit Holzkohlen abgeröstet oder in die Rohstein-Röststadeln vertheilt oder man baut letztere mit den Eisensauen zu. Der geröstete Stein lässt sich dann leicht von den Sauen abpochen. Man benutzt sie auch wohl bei Wasserbauten zu Fundamenten.

e) Gekrätz, unreine Schlacken, etwa 2—3 Ctr. pro Fdr. Schiefer, zur Schmelzarbeit zurück.

f) Ofenbrüche der verschiedensten Art (I. 786), z. B. Feldspäthe, Hyalith etc. Die zinkischen und bleiischen Ofenbrüche kommen auf die Halde.

g) Flugstaub, auf die Halde oder als Bewurf auf die Schlacken.

h) Gichtgase[4]), von Heine untersucht. Die Versuche wurden mit Gichtgasen aus einem zweiförmigen Koksofen zur Kreuzhütte angestellt; die Pressung des kalten Windes war 10″, die des heissen (von 212° C.) 11″ 6‴—13″ 3‴.

---

1) Heine, üb. die rothe Färbung der Schlacken vom Mansfeldschen Schieferschmelzen. Bgwfd. I, 100, 33; XVII, 405. — Kersten, über den Vanadingehalt dieser Schlacken. Karst., Arch. 2 R. XVI, 367.

2) Bgwfd. XIV, 481. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 453.

3) Eislebener Eisensauen in: Erdm., J. f. pr. Chem. IX, 177.

4) Bgwfd. V, 208; VI, 513; VII, 545.

| | Erhitzte Luft. | | | | Kalte Luft. | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Rothenburger Koks. | | Harte Laubholzkohlen. | | Berliner Koks. | | Harte Laubholzkohlen. | |
| Unter der Gicht | 3' | 6' | 3' | 6' | 3' | 6' | 3' | 6' |
| Stickstoff | 67,85 | 69,10 | 60,98 | 61,27 | 46,41 | 66,09 | 33,38 | 61,02 |
| Kohlenoxydgas | 10,04 | 11,95 | 28,90 | 30,77 | 22,47 | 23,04 | 35,80 | 32,48 |
| Kohlensäure | 20,80 | 18,67 | 6,34 | 4,14 | 25,25 | 8,00 | | |
| Grubengas | — | — | 0,30 | 0,22 | — | — | | |
| Wasserstoff | — | — | 2,68 | 1,94 | 4,92 | 1,97 | | |
| Schweflige Säure | 1,31 | 0,99 | 0,80 | 1,66 | 0,95 | — | | |

Diese Resultate stimmen mit den von BUNSEN zur Friedrichshütte bei Rothenburg (S. 448) erhaltenen und ergeben, dass Koks mehr Kohlensäure liefern und deshalb vortheilhafter sind, als Holzkohlen; dass die Menge des Kohlenoxydgases bei Holzkohlen und kalter Luft am grössten und bei Koks und heisser Luft am geringsten und der Verlust an Brennmaterial ein sehr bedeutender ist.

**Rohsteinröstung.**

2) Rösten des Rohsteines. Hierzu dienen:

a) Stadeln, aus Schlackensteinen hergestellt, 5—6 Fuss hoch, 8—10 Fuss tief und 10—12 Fuss lang. Dieselben sind vorn offen, werden mit Eisensauen zugebaut und fassen etwa 216 Ctr. Stein. Zu unterst kommt Rostschlackengrus, darauf 1 Tonne Kohlenklein, dann $1/2$—2 Schock Wellholz, $1/2$ Tonne Kohlen, die Hälfte faustgrosses Röstgut, eine Tonne Kohlen, die andere Hälfte Röstgut und eine Decke von 1 Tonne Kohlen, Röstklein und Flammofencinders. Nach 2—3 Wochen, bei einem Verbrauch von 10 Schock Waasen und 10 Tonnen Holzkohlen, erlischt der Haufen, worauf die angeschlagenen, noch nicht völlig gerösteten Stücke zum zweiten Male in Stadeln 3—4 Wochen geröstet werden. Auf 500 Ctr. Stein gehen hierbei 5 Schock Wellen und 9 Tonnen Holzkohlen. Es tritt 10—12% Gewichtsvermehrung ein. Gut gerösteter Stein hat eine hellgraue Farbe und ist stark zusammengesintert, was beim Concentriren vortheilhaft ist. Metallisches Kupfer, in compacten Massen zuweilen auf der Sohle der Stadeln ausgeschieden, wird mit schlecht geröstetem Stein gattirt. Bei Mangel an Röststadeln röstet man auch in freien Haufen. WELLNER'sche Röststadeln mit Braunkohlenfeuerung haben sich wohl bewährt.

b) Muffelröstöfen [1]), verbunden mit Bleikammern zur Schwefelsäurebereitung, aus sanitätspolizeilichen Rücksichten besonders seit Anlage der Eckardtshütte eingeführt und bestimmt, die Stadelröstung allmälig zu verdrängen. Der Muffelraum ist 9 Fuss lang und breit, und 1 Fuss 2 Zoll hoch. Durch eine Oeffnung in der linken hintern Ecke tritt die schweflige Säure in einem Raum mit salpetrigsauren Dämpfen zusammen und gelangt von da in mit einer hohen Esse verbundene Schwefelsäurekammern. Der mit Stein und Braunkohlen gefeuerte Rost liegt an der hintern Seite rechts, von wo aus die Flamme die Muffel umspielt und dann noch einen Dampfkessel heizt.

Der aus den Vorherden der Schieferöfen herausgenommene noch glühende Stein wird mit Fäusteln zerschlagen und mit Wasser übergossen, wobei er zu feinem Pulver zerfällt. Die festen Stücke werden ausgerättert, mit hölzernen Stampfen auf der Hüttensohle klargepocht, im Vorrathsgebäude getrocknet und in Quantitäten von 10 Centnern 10 — 12 Stunden lang bei fortwährendem Umkrahlen in Rothglühhitze geröstet, worauf man das Röstgut in eiserne Karren zieht. Auf 100 Ctr. Stein geben 18 Tonnen Braun- und Steinkohlen, 75 Pfd. Salpeter und 75 Pfd. Säure von 60° B., wobei 18 Ctr. Schwefelsäure von 66° B. erfolgen. Der Schwefelsäureschlamm ist sehr selenreich.

Spuren d… Rohsteins… Flammöfe…

3) Concentration des Rohsteins in Flammöfen. Da behuf der Entsilberung der Leche nach ZIERVOGEL's Methode eine Schwarzkupferbildung vermieden werden muss, so geschieht das Spuren zweckmässiger im Flamm-, als im Schachtofen. Auch lässt sich in ersterem ein Bleigehalt vollständiger abscheiden. Es befinden sich 2 Flammöfen auf Kupferkammerhütte und je einer auf Kreuz-, Mittel- und Eckardtshütte.

Die Oefen der älteren Construction (Taf. VI. Fig. 127, 128) zeigen geringe Abweichungen in den Dimensionen. Dieselben sind bei einem solchen von Kupferkammerhütte folgende: *a* Feuerraum, 4′ 2″ hoch und zwar 2′ 6″ hoch senkrechte Mauer, 1′ 1″ Feuerbrückengewölbe und 7″

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 501; 1861. S. 67; 1862. S. 140.

Flammloch; Höhe über dem Roste an der hintern Stirnwand 2′ 11″ senkrechte Mauer und 5″ aufgesetzter Bogen, zusammen 3′ 4″; Sohle der Schürthür 1′ 7½″ über der Hüttensohle, Roststäbe 13″ unter der Schürthürsohle; Tiefe der Feuerbrücke zwischen Ofen und Feuerungsraum 4½′, Breite 4′, eine compacte Chamottesteinmauer, deren oberer Theil bogenförmig endigt, indem die 3 letzten Zoll aus einer Quarzautlage bestehen. *b* Aschenfall, 9′ im Baugrunde versenkt. *c* Zugcanal. *d* Herd, 11½′ lang, 8½′ breit und 22″ hoch; über demselben steigt das Ofengewölbe von hinten nach vorn 10″ an. *e* Stichöffnung. *f* Schlackenloch. *g* Arbeitsöffnung. *h* Canäle zur Abkühlung der Feuerbrücke und zur Zuführung erhitzter Oxydationsluft auf den Herd. *i* Canäle zur Zuführung von Verbrennungsluft. Die Flamme steigt vom Herd in einer 6″ weiten, nach Chamottesteinlängen 10″ hohen und 2′ langen Fuchsöffnung *k* aufwärts, geht wieder horizontal in einen Fuchscanal von 4′ Länge, 8″ Weite und 10″ Höhe, welcher mit einer Quarzsohle versehen ist, und fällt am Ende desselben in den Rauchabzugscanal, welcher von der Fuchscanalsohle ab zunächst mit 15 Q.-Zoll Lichtenweite 8′ senkrecht niedergeht und von da, über 2½′ Weite und 2′ Höhe einnehmend, flach bis neben die Mitte des Ofens fällt, dann aber ebenso wieder steigend bis ans Ende des Ofens geht, hier ein starkes Knie macht und in die in einiger Entfernung stehende Esse entweicht. *m* Luftzuführungscanäle.

Ein neuerer Ofen zur Eckardtshütte hat die auf Taf. VI. Fig. 129—132. dargestellte Construction. Zur Herstellung des Ofenherdes bringt man auf das Fundament 6—7 Zoll hoch Rohschlacken, dann 6 Zoll hoch Quarz, glüht diesen stark aus, trägt hierauf wiederholt 2 Zoll hoch ein Gemenge von Quarzsand und gepochter Rohschlacke (56 Ctr. Quarz und 8 Ctr. Schlacke) bis zu 8 Zoll Stärke auf und feuert jedesmal etwa 2 Stunden stark. Kommt beim letzten Glühen der Herd in den Zustand der Knetbarkeit, so gibt man ihm mit dem Einsatzlöffel durch Klopfen die gehörige Form und Glätte, indem man ihn nach der Mitte zu vertieft und nach dem Stich zu abschrägt. Dann verschliesst man den Ofen, feuert 16—18 Stunden sehr stark zum Fritten des

Herdes, kühlt denselben bei geöffneten Thüren allmälig ab und beginnt dann mit dem Chargiren. Der Damm zwischen den Seitenwänden und der Feuerbrücke wird aus reinem Quarz sorgfältig aufgeschmolzen. Zum Trocknen und Abwärmen des Ofens braucht man 3 Wochen Zeit, 82 Tonnen Riestädter Braunkohlen und 20 Schock Wellen; zum Trocknen von 80 Ctr. Quarzsand an 2 Tage und 40 Tonnen Braunkohlen; zum Glühen der Herdmasse von 56 Ctr. Quarz und 8 Ctr. Rohschlacken 12 Stunden Zeit und 12 Tonnen Braun- und 2 Tonnen Steinkohlen; zum Einbrennen der Herdmasse 18 Stunden, $15^1/_2$ Tonnen Braun- und $14^1/_2$ Tonnen Steinkohlen.

Das Chargiren geschieht entweder mittelst eines Fülltrichters oder Löffels von 14 Zoll Durchmesser, 15 Fuss Stiellänge und $1^1/_4$ Zoll Stieldicke. Letzteres Verfahren ist zeitraubender und trägt wegen stärkerer Abkühlung des Ofens zu einem Mehrverbrauch an Brennmaterial bei, es ist dabei aber eine bessere Vertheilung der Charge dahin möglich, wo der Herd am heissesten ist (Feuerbrücke und Seitenwände). Der Stein aus den Muffelöfen, welcher mehr Hitze erfordert, wird in einfachen Chargen zu 50 Ctr. mit 4 Ctr. Sand und 2,6 Ctr. Rohschlacke beschickt; der Stein aus den Stadeln in Doppelchargen nach einander von 38 Ctr. mit 3 Ctr. Quarz und 2 Ctr. Rohschlacke, weil der Ofen von dem dichter liegenden Steinmehl mehr fassen kann. Man schlägt statt des Quarzes arme gepochte Sanderze mit Vortheil zu. Die Zuschläge werden über das Erz vertheilt, die Thüren geschlossen, lutirt, 2 Stunden stark gefeuert, dann von der Arbeitsthür aus gekrählt und bei verschlossenen Thüren wieder 2 Stunden sehr stark gefeuert, wo dann der Stein eingeschmolzen zu sein pflegt. Bei zu starker Röstung schmilzt er unter Kupferausscheidung schwerer und erfordert dann einen Zuschlag von einfeurigem Stein. Zeigt sich jetzt der Herd frei von Ansätzen, ist die Masse völlig flüssig und die Schlacke blasenwerfend, so rührt man nochmals gründlich durch, lässt dem Stein einige Zeit zum Absetzen und zieht dann die Schlacke mit einer 8 Zoll breiten und $3^1/_2$ Zoll hohen Kratze an einem 12—15 Fuss langen Stiele durch das Schlackenloch in einen eisernen Hund,

Schmelzen.

wobei sie gleichförmig am Arbeitsthor herunterfliessen und Blasen werfen muss. Bei zu zähem Fluss ist sie unrein, bei zu dünnem lässt sie sich schlecht abziehen und es fliesst leicht Stein mit aus. Bei einfachen Chargen lässt man nach geöffnetem Stich den Stein in einen 8 Zoll weiten eisernen, in rüttelnde Bewegung versetzten Löffel von 2½ Zoll Wandstärke zur Vertheilung des Strahles und von da in stets frisches Wasser fliessen. Bei zu starkem Strom entstehen leicht Explosionen. Die Granalien, deren Form das Mahlen des Steines begünstigt, werden immer weggezogen, sodann der Stich mit Lehm verschlossen, Ansätze aus dem Herd entfernt, schadhafte Stellen mit Quarzsand ausgebessert und eine neue Charge eingesetzt. Sind bei ganz veränderter Herdform die Ansätze zu stark, so schmilzt man den Herd aus und feuert mehrere Stunden auf dem blanken Herd, wobei oft 20—30 Ctr. Stein erfolgen. Beim Arbeiten mit Doppelchargen setzt man, nachdem die Schlacke von der ersten Charge entfernt, eine zweite Charge zu dem Concentrationsstein, verfährt mit deren Schmelzung wie vorhin und sticht dann den Stein von beiden Chargen ab. Man erspart dabei an Zeit und Brennmaterial, dagegen ist die Krustenbildung auf dem Stein von der ersten Charge während des Nachsetzens der zweiten Charge störend. Die Kruste bricht leicht durch und setzt sich auf dem Herde fest. Dies wird dadurch vermieden, dass man die zweite Charge nur an Feuerbrücke und Seitenwände setzt, so dass sich ein Sumpf bildet, in den die Masse allmälig einschmilzt. Bei gutem Ofengange fühlt sich die Herdsohle mit der Kratze schlüpfrig an und die feinen Quarzkörnchen sind dabei deutlich bemerkbar. Bei zu hitzigem Gange ist der Herd sandig und rauh anzufühlen und ein Durchgehen der Massen zu fürchten. Fühlt man den Herd gar nicht durch, sondern bloss eine zähe schlüpfrige Masse, so bilden sich in Folge zu stark getriebener Röstung Ansätze.

Auf eine Doppelcharge gehen 7 Tonnen Stein- und 5 Tonnen Braunkohlen, auf eine einfache Charge respective 5½ und 7½ Tonnen. Auf 100 Ctr. Rohstein zu concentriren verbraucht man

**zur Mittelhütte** . . 15 Ton. Braun- und 10 Ton. Steink.
„ **Kreuzhütte** . . 12 „ „ „ 12 „ „
„ **Kupferkammerh.** 16 „ „ „ 12 „ „

In einer Woche macht man 17—21 Doppelchargen, so dass auf eine Charge durchschnittlich 9,88 Stunden Zeit kommen.

An Producten erfolgen: Product[ionen]

a) Concentrations- oder Spurstein, welcher bei hohem Gehalte weisslich und grobkrystallinisch, bei niedrigerem mehr braun und feinköniger erscheint. Auf 100 Ctr. Rohstein fallen an Spurstein zu

| | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Eislebener Hütte . . . | 50,6 Ctr. | mit | 69,6 | % Cu | u. | 0,384 | % | Ag |
| Kupferkammer H. . . . | 50,6 | „ | „ | 65,25 | „ | „ | „ | 0,345 | „ „ |
| Friedeburger H.. . . . | — | „ | „ | 64,70 | „ | „ | „ | 0,368 | „ „ |
| Mansfelder H. . . . . | 48,7 | „ | „ | 67,61 | „ | „ | „ | 0,390 | „ „ |
| Sangerhäuser H.. . . . | 65 | „ | „ | 68,00 | „ | „ | „ | 0,135 | „ „ |

Derselbe wird zur Gottesbelohnungshütte nach ZIERVOGEL'S Methode (s. Silber) entsilbert und die Rückstände von der Entsilberung auf Schwarzkupfer verschmolzen.

b) Spurschlacken, basisch, glänzend im Bruch, mit viel unzersetzten Quarzkörnern, zuweilen mit Steintheilchen; gehen mit etwa 8% Kupfer zum Rohschmelzen. Eine solche Schlacke enthielt 33,6 $\dddot{Si}$, 3 $\dot{Cu}$, 37 $\dot{Fe}$, 5 $\dot{Ca}$ und 5,6 $\ddot{Al}$.

c) Kupferreicher Herd zu Ende der Campagne, zum Schiefer- oder Krätzschmelzen.

4) Verschmelzen der entsilberten Rückstände auf Schwarzkupfer. Die mit 3—6% gepochtem Dünnstein (zur Verminderung der Kupferverschlackung) gemengten Rückstände werden mit 8% Thon angeknetet, indem man dieselben ausbreitet, mit Thonbrei übergiesst, umschaufelt, zu Batzen formt, diese auf hölzernen Horden in — durch die aus den Röstöfen entweichende Hitze — erwärmten Räumen 3—4 Tage lang dann auf beweglichen eisernen, 10 Fuss langen und 4½ Fuss breiten Darren in Trockenöfen 6—12 Stunden lang in Quantitäten von 25 Ctr. für jeden Ofen trocknet. Die Batzen werden mit 10% Rohschlacke und bei der Krätzkupferarbeit mit 1% Flussspath und 24% unreinen Randschlacken vom Prozess selbst beschickt. Schwarzkupferschmelzen.

Das Schmelzen geschieht in einförmigen Brillenöfen (Taf.

[redacted]



VI. Fig. 136), welche statt des Sohlsteines eine Sohle von Quarz haben, bei 2¼" Düsendurchmesser, 24—28 Loth Wasserpressung (160 — 200 Cubikfuss Luft pro Minute) und 2 — 3 Zoll langer Nase, indem man die Form öfters mit Lehmbatzen kühlt. Die nach unten gerichtete Nase muss zuweilen durch eine mittelst des Formeisens unterstützte Lehmnase ersetzt werden. Die Gicht darf nicht flammen, um Kupferverluste durch Verflüchtigung möglichst zu vermeiden. Damit die Hitze im Schachte nicht in die Höhe steigt, wenn das Auge geschlossen ist, so wird ein Loch in die Brust gestossen und aus demselben Grunde der Wind beim Zumachen abgestellt. Auf ⅕ Tonne (à 180 Pfd.) Koks gibt man Chargen von 1 Ctr. Rückstand mit den dazu gehörigen Beschickungsbestandtheilen. Ist ein Tiegel gefüllt, so zieht man die Schlacken mit einer dreizackigen Krahle ab, hebt den Dünnstein ab und zerschlägt das in Scheiben gerissene Schwarzkupfer noch glühend in Stücke. Von letzterem erfolgen in 24 Stunden etwa 100 Ctr. Bei einem Gehalt von 94% Cu und 0,022% Ag wird dasselbe entweder im kleinen Herd gaargemacht oder im Flammofen raffinirt. Nach GERHARD besteht das Schwarzkupfer aus 92,677 Cu, 1,870 Pb, 1,931 Fe, 0,626 Ni und Co, 1,721 Zn, 0,110 Ag und 0,993 S. Der Dünnstein mit 65% Cu und 0,011% Ag wird, wenn er sich hinreichend angesammelt hat, im Flammofen geröstet und zum Schwarzmachen gegeben; die Rückstandsschlacke, welche anfangs 1%, später nur 0,2—0,3% Cu enthält, wird abgesetzt und nur die ausgeklaubte Randschlacke ins Schmelzen zurück gegeben. Dauer der Campagne 4—7 Wochen.

Gaarmachen. 5) Gaarmachen des Schwarzkupfers im kleinen Herd.[1]) Der aus 1 Theil Sand, 7 Theilen Lehm und Kohlengestübbe geschlagene Herd ist etwa 1 Fuss tief, 20—24 Zoll weit und fasst 6—7 Ctr. Kupfer. 2 Düsen von 1¾ Zoll Durchmesser liegen, um etwa 8° convergirend, in der Form, welche bei 10° Neigung 3 Zoll vor der Brandmauer hervorragt und 2 Zoll Durchmesser hat. Die beiden Windströme, aus Spitzbälgen hervorgetrieben, treffen die Vorder-

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 465.

seite des Herdes etwa 2—3 Zoll hinter dem Mittel. Zur Auffangung des Sprühkupfers sind die beiden Herde mit Flugstaubkammern versehen.

Es lassen sich beim Gaarmachen nachstehende Manipulationen unterscheiden:

a) Einsetzen des Kupfers. Der durch Darüberstreichen von Wind völlig lufttrocken gewordene Herd wird bis zum Rand mit weichen Kohlen gefüllt, einige glühende Kohlen darauf geschüttet, schwacher Wind angelassen, das Schwarzkupfer in 6—8 Zoll Entfernung von der Form aufgethürmt und stärkerer Wind gegeben.

b) Einschmelzen. Unter Zuführung von 170—180 Cubikfuss Wind pro Minute sieht man darauf, dass zwischen Kupfer und Form immer Kohlen vorhanden sind, und zwingt die Flamme durch Herstellung von Canälen in den Kohlen mittelst einer Eisenstange, dass sie nicht gerade in die Höhe steigt, sondern mit dem Schwarzkupfer in Berührung gebracht wird. Aendert das Schwarzkupfer beim Abschmelzen seine Lage, so wird es wieder mittelst eines Hakens richtig gelegt, die vom Winde zur Seite geworfenen Kohlen schüttet man mit einer Schaufel wieder vor die Form, erhält den Formrüssel stets rein und überdeckt die zuletzt ungeschmolzen bleibenden Kupferstücke mit Kohlen bis zur vollständigen Schmelzung.

c) Schlackenziehen. Bei abgestelltem Winde schiebt man die Kohlen zur Seite, schlägt mittelst des Nasenhammers die Nase ab, zieht Schlacken, wirft die zur Seite geschobenen Kohlen wieder auf das Metallbad, gibt frische Kohlen nach und fügt noch Schwarzkupfer hinzu, falls der Herd noch nicht voll sein sollte.

d) Gaaren. Bei Zuführung von 200—220 Cubikfuss Luft beginnt man unter stetem Reinerhalten der Form und öfterem Aufgeben von Kohlen das Gaaren, zieht nach einer halben Stunde Schlacken, wo dann das Kupfer bei schön hellgrüner Farbe stark dampft und nach kurzer Zeit zu sprühen beginnt, bedeckt das Bad mit Kohlen, fügt die obersten Rosetten und das Kellenkupfer von der vorigen Charge hinzu und nimmt schnell hinter einander mit dem Gaareisen Proben.

Die Beschaffenheit derselben entscheidet darüber, ob noch einmal Schlacke gezogen werden muss oder nicht.

Ist die Probe in Gestalt eines gleichmässigen, dünnen, löcherigen, kupferrothen Ueberzuges gut, so stellt man das Gebläse ab, zieht noch vorhandene Schlacke von dem Bade und schreitet zum Auskellen oder Scheibenreissen.

e) Auskellen. Mittelst einer in einer Kette hängenden, gut abgewärmten, thonbestrichenen Kelle giesst man das Kupfer in eiserne Formen von 1 Zoll Wandstärke zu Barren von 1 Fuss Länge, 5 Zoll Breite, 2 Zoll Stärke und 30—35 Pfd. Schwere. Der Rest des Kupfers wird nicht ausgegossen, sondern nach dem Erstarren als Kelchkupfer herausgenommen und theilweise verkauft.

f) Scheibenreissen. Man beobachtet den Punct der Gaare sorgfältiger, als beim Auskellen, und nimmt deshalb die letzten Proben nicht durch die Form, sondern von vorn. Man reisst aus einem Herde, was für die gute Qualität des Kupfers spricht, 100 und mehr Scheiben; die obersten 3—4 Scheiben werden bei der nächsten Charge wieder zugesetzt. Ein Herd hält 2—10 Wochen und wird nach jeder Charge sorgfältig wieder ausgebessert.

Eine Chargendauer beträgt 2—2½ Stunden, nämlich das Einsetzen 10 Minuten, das Einschmelzen 1—1¼ Stunden, bis zum 2. Schlackenziehen ½ Stunde, bis zur Gaare 15—20 Minuten, das Auskellen 10 oder das Scheibenreissen 30 Minuten. Von Krätzkupfer werden nur 3 Ctr. eingesetzt und in derselben Zeit gegaart. Auf 1 Ctr. rohgaares Kupfer verbraucht man ¾—1 Tonne weicher Holzkohlen. 100 Ctr. Rückstandsschwarzkupfer geben 89 Ctr. Kupfer in Rosetten oder Blöcken und 16 Ctr. Gaarkrätze (I. b) bei 10—15% Kupferabgang.

Nach NAUWERK enthält Mansfelder Rosettenkupfer 97,17 Cu, 0,02 Ag, 0,40 Pb, 0,07 Fe, 0,34 Ni, 0,004 S (= 0, 019 $\dot{Cu}$) und 1,755 O (= 15,643 $\dot{Cu}$).

Der bedeutende Gehalt an $\dot{Cu}$ ist in der Schicht zu suchen, welche die dünnen Scheiben bedeckt.

Der verwaschene Flugstaub kommt zum Gaarkrätzschmelzen.

6) **Raffiniren des Schwarzkupfers im Flammofen.** Zum Raffiniren auf der Saigerhütte bei Hettstädt dient ein gewöhnlicher Zugflammofen und ein Gasflammofen, ersterer von weniger schlanker Form, als letzterer und mit 2 Oxydationsöffnungen versehen, welche mit Deckeln verschliessbar sind und bei sehr unreinem Schwarzkupfer mit Gebläsedüsen versehen werden können. Der mit Holzkohlen-Generatorgasen geheizte Flammofen hat am Generator statt eines eingehängten Cylinders einen mit Schiebern versehenen Aufsatz zum Chargiren erhalten, sowie auch eine andere Luftzuführung (Zugluft statt Gebläseluft, ähnlich wie beim Freiberger Zuggenerator Bd. I. Taf. IV. Fig. 92, 93.), wodurch eine einfachere Construction, eine gleichmässigere Luftzuführung, das Aufhören der Explosionen, sowie verringerte Reparaturen erzielt sind. Es bezeichnet in Fig. 147, 148. Taf. VI: *a* Generatorschacht, *b* Rost. *c* Chargirraum. *d* Deckel mit Sandverschluss. *e* Canäle zur Zuführung von Verbrennungsluft. *f* Feuerbrücke mit Kühleisen *g*. *h* Canäle zur Zuführung noch etwa nöthiger Verbrennungsluft. *i* Canäle zur Zuführung von Oxydationsluft. *k* Herd. *l* Einsatzthor, welchem gegenüber eine gewöhnlich vermauerte Stichöffnung, um nöthigenfalls den Herd schnell vom flüssigen Kupfer entleeren zu können. *m* Arbeitsthor. *n* Fuchs, in eine 60 Fuss hohe Esse *o* führend, welche in einiger Entfernung steht. Bei dieser Einrichtung leidet die Esse weniger, als wenn der Fuchs direct in dieselbe mündet. Dünnere Fuchswände von 5 Zoll Dicke halten besser, als dickere. *p* feuerfeste Masse, aus 3 Thln. Quarz und 1 Thl. Lehm bestehend, beim Ofenbau zwischen einer Bretterwand und dem Rauhgemäuer *q* aufgestampft.

Raffiniren.

Auf dem Herdgemäuer *k* wird ähnlich, wie im Steinconcentrationsofen, eine Herdmasse aus 10—12 Thln. Quarz und 1 Thl. Schieferschlacke in 6 — 7 ein oder zwei Zoll starken Lagen eingebracht, durchgeglüht und so vertheilt, dass der Herd nach dem Arbeitsthor *m* 1—2 Zoll, nach dem Abstiche zu 1 Zoll fällt. Auch bringt man die feuerfeste Masse 3 Zoll an den Seitenwänden und an der Feuerbrücke in die Höhe und glüht sie durch. Nachdem alle Oeffnungen verschmiert, wird langsam angefeuert und dann 9—12 Stunden

[redacted]



so stark geheizt, dass der Herd etwa 1/2 Zoll tief erweicht und zusammenfrittet. Nachdem dann der Ofen etwa 5 Stunden allmälig abgekühlt, öffnet man die zum Herd führenden Thüren, lässt ihn nach 5 Stunden weiter abkühlen, streut nöthigenfalls, wenn er noch nicht glatt ist, abermals Schlackenpulver auf und glüht, worauf nach gehöriger Abkühlung anfangs mit einem mässigen Einsatz begonnen werden kann.

Bei dem Raffiniren kommen nachstehende Operationen vor:

a) Einsetzen [$3^h$][1]). Der dunkelrothglühende Ofen wird von 4 Mann mit 100 Ctr. Schwarzkupfer auf Schiebern zuerst an der Feuerbrücke am höchsten, dann über den ganzen Herd besetzt und ein Zusatz von aus dem Raffinirkrätz ausgeklaubtem Kupfer, fehlerhaften Gussstücken etc. gegeben. Zur Stützung des Gezähes kann ein Eisenstab vor die Eintrageöffnung gelegt werden.

b) Einschmelzen ($4^h$). Der Generator wird etwa alle 2½—3 Stunden mit Holzkohlen während des ganzen Prozesses chargirt, die Thore und Oxydationsluftcanäle geschlossen und lutirt, die Verbrennungsluftcanäle 10″ weit und die Essenklappe bis zum 4. Zacken geöffnet. Das Kupfer ist bei scharfer Feuerung gegen $4^h$ 30 rothglühend und gegen $10^h$ geschmolzen. Sobald das Kupfer zu tropfen anfängt, öffnet man eine Zeitlang die Oxydationscanäle und schliesst sie wieder, wenn das Kupfer so weit eingeschmolzen ist, dass keine hohlen Räume mehr zwischen den einzelnen Stücken vorhanden sind. Man rührt dann mit einem Haken um, um ungeschmolzene Stücke von Feuerbrücke und Seitenwänden zu lösen; über dem Metall zeigt sich eine starke, nicht flüssige bröckliche Kruste von Metalloxyden. Um dieselbe von mechanisch eingeschlossenem Kupfer möglichst zu befreien, gibt man noch eine kurze starke Hitze. Um $10^h$ 35 streut man vor das Arbeitsthor Quarzsand, stellt zum Schutz des Arbeiters auf den Boden einen Blechschirm, zieht vorsichtig unter Einwerfen von Kohlenstübbe die bröckliche schwarze

1) Mit dem Einsatz ist 3 Uhr begonnen; die Zahl hinter *h* bedeutet Minuten.

Schlacke aus, streut Kohlenstübbe darüber, damit sie nicht zusammenbackt, kühlt mit Wasser ab, zerstösst sie mit einem spitzen Eisen, reinigt das Arbeitsthor von Ansätzen, welche Kupfergranalien enthalten, und stösst sie in den Herd zurück. Das Metallbad zeigt eine meergrüne Farbe und raucht von Zink. Nach GERHARD enthält das erste Gekrätz 50,16 $\dot{\mathrm{C}}\mathrm{u}$, 27,70 $\dot{\mathrm{F}}\mathrm{e}$, 2,23 $\dot{\mathrm{P}}\mathrm{b}$, 4,05 $\dot{\mathrm{C}}\mathrm{o}$, 10,37 $\dot{\mathrm{Z}}\mathrm{n}$, 3,70 $\dddot{\mathrm{S}}\mathrm{i}$, 0,14 $\dot{\mathrm{M}}\mathrm{g}$, 1,06 $\dot{\mathrm{C}}\mathrm{a}$ und 0,34 $\dddot{\bar{\mathrm{A}}}\mathrm{l}$. Betrachtet man letztere als Säure, so ist das Sauerstoffverhältniss für Säure und Basen wie 1 : 7,5. Nach dieser Analyse werden zuerst Fe, Co und Zn, aber kein Ni verschlackt.

(Auf Duisburger Kupferhütte [S. 510] geschieht das Einschmelzen des reineren, an 97 % Kupfer enthaltenden, sauerstoffreicheren und schwefelärmeren Schwarzkupfers bei Luftzutritt und etwa 2 Stunden längerer Dauer, wodurch demnächst die Reinigung beschleunigt wird. Wegen der grösseren Reinheit des Kupfers entstehen gleich dünnflüssige Schlacken von rother Farbe und bei dem geringeren Schwefelgehalt beobachtet man demnächst weniger Sprühen, indem derselbe grösstentheils schon beim Einschmelzen fortgeschafft wird. Wollte man die unreinen, 92—94 % Kupfer, wenig Sauerstoff und etwa 1 % Schwefel enthaltenden Mansfelder eisenreicheren Schachtofenkupfer bei Luftzutritt einschmelzen, so würde vielleicht an Zeit verloren gehen, was man an Oxydation gewönne.)

c) Verblasen ($11^h$). Man öffnet die Oxydationscanäle, stösst etwaige Ansätze von hier in den Ofen zurück und öffnet auch theilweise, wenn es die Temperatur erlaubt, Arbeits- und Einsatzthor. Auf dem Metallbad entsteht eine treibende Bewegung, ein schwach brickelndes Geräusch wird hörbar, die Schlackenbildung beginnt, man bewegt die Schlacke, um der Luft Angriffspuncte zu bieten, mit einer Holzstange hin und her, wirft auch wohl 2—3 Stangen darauf, welche durch ihre Bewegung das Metall stellenweise von Schlacke blosslegen. Hat sich viel flüssige Schlacke gebildet, so zieht man dieselbe nach vorherigem Aufstreuen von Kokscindern aus. Zum Involviren zäher Schlakken wird zweckmässig Holzkohlenklein, dagegen dünn-

[redacted]



flüssiger Schlacken-Koksklein angewandt. Während des Schlackenziehens wird der Oxydationswind abgestellt. Die Schlacke enthält nach NAUWERK 75,61 $\dot{Cu}$, 5,09 $\dot{Pb}$, 3,06 $\dot{Fe}$, 1,15 $\dot{Ni}$, 2,16 $\dot{Zn}$, 0,06 Ag und 11,18 $\ddot{Si}$, wonach in dieser Periode namentlich Fe und Pb und etwas Ni hauptsächlich durch das reichlich gebildete $\dot{Cu}$ verschlackt werden, während gleichzeitig viel Zink verdampft. Da sich jetzt bei wieder geöffneten Luftzuführungscanälen eine zähe, mit Kupfer vermengte Schlacke bildet, so muss zu ihrer Flüssigerhaltung die Temperatur gesteigert werden. Nach dem zweiten Schlackenziehen geräth das Kupfer in eine schwankende Bewegung (Arbeiten des Kupfers) und, sobald das Metall mehr $\dot{Cu}$ aufgenommen hat, beginnt die Oxydation des noch vorhandenen $\dot{Cu}$ und bei bestimmtem Verhältniss beider und einer nicht zu hohen Temperatur unter lebhafter Entwicklung von schwefliger Säure das Sprühen ($12^h$). Bei hoher Temperatur setzen sich $\dot{Cu}$ und $\dot{C}u$ weniger vollständig um, als bei einer gewissen niedrigen Temperatur, welche man z. B. zur Duisburger Kupferhütte (S. 510) beim Beginn der Verblaseperiode herstellt und dadurch demnächst erreicht, dass das Kupfer gewöhnlich durch einmaliges Polen dicht und zähe wird, wenn es vorher gearbeitet hat. Etwa 1 Stunde nach Einleitung des Verblasens, ohne dass das zu beobachtende Zischen und Blasenwerfen viel stärker wird, sprüht das Kupfer oft ganz plötzlich mit grosser Intensität von den Luftzuführungscanälen aus und verbreitet sich dann weiter in den Ofen hinein. Millionen kleiner Kügelchen werden gegen das Gewölbe geschleudert, das ganze Metallbad ist wie beim Regnen in Bewegung, die Schlacke wird durch die heftige Bewegung zurückgedrängt und rundliche Schlackenbrocken rotiren oft unter Verminderung der Schlackenbildung.

Da im Schwarzkupfer 0,83 bis 1,15 %, durchschnittlich 1 % Schwefel vorhanden, so sind in einer Raffinirpost 100 Pfd. Schwefel, welche 200 Pfd. schweflige Säure oder 32200000 C. C. bei 0° und 28 Z. Quecksilber oder 118,174 Cubikmeter = 3746 Cbkfss. bei 1000° C. ge-

. Dauern Sprühen und Braten 2 Stunden, so werden eder Minute 31,21 Cbkfss. schweflige Säure entwickelt. das Sprühen nur kurze Zeit mit grosser Intensität dauert, lässt sich annehmen, dass während letzterer wohl die he Menge schweflige Säure = 120 Cbkfss. entweicht. rägt nun die Oberfläche des Metallbades 40 Q.-Fss., so den in 1 Min. pro Q.-Fss. 3 Cbkfss. Gas entwickelt den oder pro Sec. auf 1 Q.-Zoll 0,6 Cbkfss. oder wohl, die Gasentwicklung in kleinen Zwischenräumen statt-et, 1,2 Cbkfss. pro Sec. auf den Q.-Zoll, woraus sich die haftigkeit des Sprühens erklären lässt. Dasselbe dauert — $^3/_4$ Stunden, hört dann allmälig auf, grössere Blasen en wieder hervor und das Zischen geht in ein kochen-, bratendes Geräusch über. Die Schlacke ist dünner l fliesst durch das Arbeitsthor herunter und es beginnt Periode des Bratens ($1^h$).

Das Metallbad wallt intensiv, wo die Luft am meisten zu-; und man setzt dann bei Bearbeitung der Hartstücke abfal-le Kupferstreifen zu, wobei um diese herum bis zum Schmelzen Aufschäumen stattfindet. Nach etwa 2 Stunden ($3^h$) wird Metallbad wieder ruhiger und erhält eine ebene Fläche, aber rerden die letzten Antheile Schwefel noch hartnäckig zurück-alten. Bei dem grossen Ueberschuss an Ċu bildet sich h schweflige Säure, welche aber absorbirt bleibt und erst n Erkalten weggeht; mit dieser Absorption beginnt das igen. Nur übergaares Kupfer scheint die Eigenschaft besitzen, schweflige Säure absorbirt zu halten. Dabei let sich eine sehr dünnflüssige Schlacke, welche unter streuen von Kohlenstaub gezogen wird. Ueberall wird dieser Periode möglichst schnell unter Abstellung der ydationsluft Schlacke gezogen, um die Gasentwicklung it zu hindern. Eine jetzt mit dem schmiedeeisernen belöffel gewonnene Probe sprüht beim Erkalten, steigt n unter Auswerfen kleiner Kugeln, und nach erstarrter erfläche bilden sich auf derselben kraterartige Erhebungen. näher das Kupfer der Gaare kommt, um so mehr steigt es l man muss dies durch öfteres Probenehmen verfolgen.

Bei Beurtheilung der Proben beobachtet man Oberfläche der im Löffel befindlichen Masse und der

[redacted]



der sich unterhalb des Löffels ansetzenden Kruste. Die Oberfläche ist anfänglich schwarz ohne röthlichgelbe Flecken, welche sich später zeigen. Beim Steigen bilden sich zu Anfang kraterartige Erhebungen, welche isolirt stehen bleiben; später fliesst ein Kupferstrom aus, der am Löffelrand herunterläuft und auf der Oberfläche der Probe wurmartige Concretionen, unten drahtförmige Ansätze bildet. Die Kruste unterhalb des Löffels ist anfangs mit grossen Löchern bedeckt, netzartig an einander gereiht; je gaarer das Kupfer wird, desto kleiner werden die Löcher und verschwinden immer mehr und mehr, bis zuletzt nur feingefiederte Zeichnungen bleiben. Dies zeigt die Gaare an, worauf 5$^{h}$

d) das Dichtpolen erfolgt, welches die mechanische Austreibung der schwefligen Säure und die Reduction des $\dot{Cu}$ bezweckt. Durch letztere dürfte das Kupfer die Fähigkeit verlieren, schweflige Säure absorbirt zu halten. Man taucht bei offenen Luftzuführungscanälen das 4—5 Zoll dicke Ende eines 18—20 Fuss langen saftigen Birkenstammes (des Pols) durch die Arbeitsöffnung ins Metall und stützt das dünnere Ende durch eine Gabel, wobei sich unter starkem Aufsprudeln fortwährend Schlacke bildet, welche unter Einwerfen von Cindern abgezogen wird. Hierbei werden besonders Ni, Zn und Pb verschlackt, indem die Schlacke dieser Periode aus 60,64 $\dot{Cu}$, 11,83 $\dot{Ni}$, $\dot{Co}$ und $\dot{Mn}$, 10,16 $\dot{Zn}$, 9,36 $\dot{Pb}$, 2,45 $\dot{Fe}$, 0,21 $\ddot{Al}$, 1,03 $\dot{Ca}$, 0,97 $\dot{Mg}$ und 3,52 $\ddot{Si}$ besteht, bei einem Sauerstoffgehalt der Säure zu den Basen wie 1 : 6,7. Sie enthält weniger $\dot{Cu}$, als die vorige, da dieses beim Polen theilweise reducirt wird.

Nach einiger Zeit zeigt eine genommene Probe noch etwas Steigen durch Entstehung einer gewölbten Oberfläche, beim Erkalten durch einen schwarzen Punct (5$^{h}$ 10). Bei spätern Proben kann man äusserlich das Steigen nicht mehr beobachten und es muss dann die Beschaffenheit der Bruchfläche zu Hülfe genommen werden. Man kühlt die Probe in Wasser, spannt sie in den Schraubstock, schneidet mit einem kleinen Meissel ein und bricht durch. Die Proben vom Dichtpolen, mit einem 2½ Zoll weiten Löffel ge-

nommen, sind auf dem Bruche nicht homogen, oben an der Probe ist der Bruch eben, unten muldenförmig und die Grenze zwischen beiden Zuständen liegt um so tiefer, je mehr Ġu vorhanden. Je weiter das Polen fortschreitet, um so höher rückt die Grenze hinauf und verschwindet endlich. Nach etwa ¼stündigem Polen ($5^h$ 15) tritt die Grenze sehr deutlich hervor, der Bruch ist oberhalb feinkörnig mit violetten Flecken, unten mehr strahlig. Von der Grenze nach der Oberfläche hin ziehen sich stecknadelknopfgrosse Löcher mit glänzenden Wandungen und zuweilen gestrickter Ausfüllung, welche bei fortgesetztem Polen ($5^h$ 20) immer kleiner werden und endlich verschwinden, wobei die Grenze mehr hinaufrückt, oberhalb die violette Färbung verschwindet und unterhalb das Gefüge aus dem strahligen mehr in ein feines, dichtes übergeht. Sind mit der Loupe keine Löcher mehr zu entdecken ($5^h$ 30), so nimmt man den Pol heraus. Obgleich die Probe schon dicht erscheint, so enthält das Kupfer doch noch immer Spuren von Schwefel und Ġu, indem die absorbirte schweflige Säure eine Zerlegung des Ġu durch Ġu zu verhindern scheint. Man schreitet deshalb zu einem 2maligen Oxydiren und Dichtpolen.

Während man im Mansfeldschen mit dem Polen beginnt, wenn das Kupfer im Maximum steigt, so geschieht dies auf Duisburger Kupferhütte (S. 510) erst dann, wenn sich das Steigen fast ganz verloren hat, wodurch aber der Prozess verzögert zu werden scheint. Man raffinirt nämlich im Mansfeldschen in derselben Zeit 100 Ctr. Schwarzkupfer, in welcher auf letzterer Hütte nur 50 Ctr. reineren Schwarzkupfers bearbeitet werden. Im Mansfeldschen unterscheidet man ein Dicht- und Zähepolen und zwischen beiden liegen mehrere Oxydationen, auch findet das Dichtpolen bei Luftzutritt statt. Zur Duisburger Hütte polt man bei Luftabschluss sofort auf zähes Kupfer, ein Verfahren, bei welchem man den Prozess weniger in der Gewalt hat und leichter ein überpoltes oder undichtes Kupfer erhält. Ein Kupfer kann in geringem Grade undicht und doch ziemlich zähe sein. Die im Mansfeldschen nach dem ersten Polen und Oxydiren hervortre-

tende Grenze an den Proben zeigt sich auf Duisburger Hütte nicht, weil das Polen später angefangen wird, wenn das Kupfer schon sehr rein ist, denn die Mansfelder Proben zeigen später diese Grenze auch nicht mehr. — Auf der Hütte Tubalcain bei Remagen werden 60 Ctr. sehr hoch getriebenes, fast schwefelfreies Schwarzkupfer in 4—5 Stunden bei geschlossenen Thoren eingeschmolzen, dann 2 Stunden verblasen, nach welcher Zeit das Kupfer schon eine solche Beschaffenheit hat, dass es nach der englischen Methode gepolt werden könnte. Da aber hierzu, des Probenehmens wegen, Tageslicht erforderlich ist, so kühlt man das Metallbad zur thunlichsten Verhütung einer Kupferverschlackung bis zum Erstarren der Oberfläche ab, schmilzt dasselbe gegen Morgen wieder auf und kellt nach einstündigem Polen mit Buchenstangen aus. Bei der Reinheit des Schwarzkupfers könnte man, wie in England, in 24 Stunden zwei Chargen raffiniren, während man unter grösserem Zeit- und Brennmaterialaufwand nur eine fertig macht. Bei der grossen Reinheit des Schwarzkupfers kann der Herd nur reines Kupfer aufnehmen, was zweckmässig ist.

e) Oxydiren ($6^h$). Hierbei sinkt in Folge einer neuen Bildung von $\dot{Cu}$ an der Probe die Grenze sehr tief hinab und ist zuweilen gar nicht wahrzunehmen, der Bruch erscheint würflig krystallinisch mit violetten Krystallflächen; bei wahrnehmbarer Grenze ist der Bruch unten wieder strahlig.

f) Zweites Dichtpolen ($6^h$ 15). Man polt wieder, sieht nach einiger Zeit die hinaufgerückte Grenze deutlich, der obere Theil ist feinkrystallinisch mit violetten Flächen, auf der Grenze erscheinen von Neuem kleine glänzende Höhlungen, das Gefüge unterhalb der Grenze ist strahlig gestrickt. Es rückt dann die Grenze immer höher hinauf ($6^h$ 20), oberhalb derselben wird der Bruch feinkrystallinischer, die violette Färbung verschwindet mehr und mehr, undichte Stellen sind nur noch mit der Loupe zu erkennen. Später ($6^h$ 40) rückt die Grenze fast ganz hinauf, der obere Theil ist sehr feinkrystallinisch, aber nicht mehr mit violetten Flecken, sondern mit glänzenden Puncten (Gold des Raffinirmeisters) bedeckt, die Farbe der unteren Hälfte wird lichter, die Grenze ist schliesslich ($6^h$ 48) verschwunden, der

**Bruch** zum grössten Theil feinkörnig krystallinisch, an vielen **Stellen** mit goldigen Puncten und zu beiden Seiten nur noch **ein** bläulicher Schein. Gegen $6^h$ 53 ist das Gefüge feinkörnig geworden, die goldenen Puncte haben sich vermehrt, die Probe zeigt, schräg darauf gesehen, Seidenglanz. Zuweilen bemerkt man, was von Spuren Nickel und Schwefel herrühren soll, jetzt eine eigenthümliche Erscheinung: die Probe ist zwar dicht, aber sie enthält grössere oder kleinere Absonderungen mit prachtvoll goldgelber Farbe und einem schön nadelförmigen, gestrickten Gefüge, sehr scharf auf dem Rosagrunde des Kupfers hervortretend.

g) Zweites Oxydiren ($7^h$). Diese Absonderungen, eben so gefährlich, wie die glänzenden Höhlungen, müssen durch abermaliges Oxydiren und Polen entfernt werden. Man rührt das Metall mit einer Krücke um und oxydirt, wobei das Kupfer der grössern Reinheit wegen nur langsam Oxydul aufnimmt. Die Probe zeigt in der ersten Viertelstunde ($7^h$ 15) fast gar keine Veränderungen, die Absonderungen erscheinen aber bald wieder, später nimmt das Kupfer $\dot{\text{€u}}$ auf, die Absonderungen werden seltener, aber die für einen grösseren Gehalt an $\dot{\text{€u}}$ characteristische Grenze zeigt sich nicht.

h) Drittes Dichtpolen ($7^h$ 25). Beim Polen werden die Proben anfangs wenig verändert ($7^h$ 35); sobald sie ein feinkörnig strahliges Gefüge, viel goldige Puncte, schief darauf gesehen Seidenglanz und schöne Rosafarbe zeigen, so zieht man den Pol heraus, schliesst die Luftzuführungscanäle, bedeckt das Metallbad mit weichen Kohlen (harte Kohlen zerspringen leicht), schliesst die Arbeitsthür und lässt das Metallbad 1 Stunde ruhig stehen, damit es recht heiss wird. Um die letzten Antheile von €u möglichst zu entfernen ($8^h$ 35), lässt man:

i) das Zähepolen folgen. Die in dieser Periode mit einem $1\frac{1}{4}$ Zoll weiten Löffel genommenen Proben, welche schwieriger zu beurtheilen sind, als die vom Dichtpolen, brechen schwer, sind zähe, eine Grenze ist selten zu unterscheiden, sie haben in der Regel ein gleichartiges Gefüge, die Farbe wird lichter, das Gefüge fein und sehnig und der Seidenglanz nimmt zu. Polt man zu lange, so nimmt das

Kupfer Kohle auf (DICK's abweichende Ansicht siehe S. 415), es zeigt sich wieder eine Grenze, über derselben eine feinfasrige, sehr stark seidenglänzende Schicht, welche bei mehr Kohlenstoffaufnahme grau wird. In diesem Falle müssen zur Oxydation des Kohlenstoffs die Oxydationscanäle und das Einsetzthor geöffnet werden.

k) Auskellen. Sobald das Kupfer zähe ist ($8^h$ 55), also kein Ċu mehr enthält, schöpfen 4 Mann, mit leinenen, lehmwasserbestrichenen Aermeln bekleidet, durch *m* das Kupfer mit 6—8 Zoll weiten, 4 Zoll tiefen und $^3/_8$ Zoll dicken schmiedeeisernen Kellen in die Formen, indem man bei grösseren Stücken Schichten von 2—4 Zoll übereinander giesst. 2 Arbeiter entfernen die Unreinigkeiten von der flüssigen Oberfläche der Hartstücke und 2 stehen zur Ablösung bereit. Während des Auskellens macht man Schmiedeproben, welche an der einen Seite zu dünnem Blech ausgeplattet, an der andern zu quadratischen Stäbchen ausgehämmert, auch wohl gedreht werden und ungebogen keine Risse zeigen dürfen. Da sich beim Auskellen das Kupfer leicht oxydirt, so nimmt man von Zeit zu Zeit Proben und polt dann nach Erforderniss, bis das Kupfer wieder normal wird.

8, das Verblasen 2 — 3, das Braten 4 — $4^1/_2$, das Dichtpolen $2^1/_2$—3, das Zähepolen 1, das Auskellen 2, das Leerstehen 2—4 und der ganze Prozess 24 Stunden.

Es erfolgen beim Raffiniren nachstehende Producte: Product

a) Raffinad von ausgezeichneter Qualität, z. B. zu Zündhütchenblech verarbeitbar, in Blöcken von 75 Pfd. bis 2 Ctr., Barren von 40—45 Pfd., Theilstücken von 7—8 Pfd. und Stangen von 20—22 Pfd., nach NAUWERK mit 99,64 Cu, 0,13 Pb, 0,10 Ni und 0,02 Ag.

b) Raffinirkrätze (I. a.), anfangs schwarz, dann roth; wird auf Krätzkupfer verschmolzen.

c) Herd, wird bei schadhaftem Ofen ausgebrochen und dann zum Krätzkupferschmelzen gegeben.

7) Aufarbeit der Gaarkrätzen. Die Raffinirkrätze (I. a.) und die Gaarherdkrätze (I. b.) werden, nachdem sie auf dem Gaarherd mit dem Flugstaub vom Gaarmachen und Raffiniren zum Sintern gebracht, mit 50 % Schieferschlacke, 1—3 % Flussspath, $^1/_2$ % Bohrspänen und 2—3 % Fammofenherd beschickt, in einem 14 Fuss hohen Spurofen mit 1 offenen Auge verschmolzen. Der Schmelzraum ist auf dem 8 Zoll dicken, mit Quarz und Schlacke bedeckten und auf seine Länge 5 Zoll geneigten Sohlstein vorn 16 Zoll, hinten 2 Fuss 4 Zoll weit und 2 Fuss 9 Zoll tief. Bei 5 Fuss $7^3/_4$ Zoll Höhe über dem Sohlstein wird der Schacht oval und verengt sich konisch bis zur Gicht auf 24 Zoll Weite und 33 Zoll Tiefe. Höhe der Form über dem Sohlstein $21^3/_4$ Zoll, Formweite 1 Zoll 9 Lin., Düsendurchmesser $1^1/_2$ Zoll. Mit dem 2 Zoll weiten Auge communicirt der 12 Zoll tiefe und 9 Zoll weite Herdtiegel. Man setzt auf $^1/_8$ Tonnen Koks 3 Füllfass à 40 Pfund Beschickung und schmilzt mit 3—4 Zoll langer Nase und dunkler Gicht. In 60 Stunden erhält man von 125 Ctr. Gaarkrätze I., 62 Pfd. Bohrspänen, $1^1/_2$ Ctr. Flussspath und $^{180}/_8$ Tonnen Koks 72 Ctr. Krätzkupfer I. und 2 Ctr. Schlacke. Das erfolgende Krätzkupfer I. sticht man in eine gusseiserne Pfanne von 4 Zoll Tiefe und 2 Fuss Durchmesser ab und zerschlägt es noch heiss, während die Schlacke mit bis $^1/_2$ % Kupfer auf die Halde kommt. Die Campagnen dauern bis $^1/_2$ Jahr. Krätzschmelzen.

Das Krätzkupfer No. I. wurde bisher 3 Stunden lang im

kleinen Herd verblasen, dann im Flammofen raffinirt, wobei Gaarkrätzen II. a. (30 %) und II. b. (23 — 24 %) erfolgten. Das Verblasen des Krätzkupfers No. I. soll demnächst in einem Spleissofen geschehen.

Die Gaarkrätze II. wird mit 50 % Schieferschlacken und 1 % Flussspath im Schachtofen auf 50 % Krätzkupfer II. mit 68 — 70 % Kupfer durchgestochen, welches ebenfalls verblasen und raffinirt wird, wobei 47 — 48 % Verblasenschlacke und 23 — 24 % Raffinirschlacke als Gaarkrätze III. erfolgen. Diese verschmilzt man mit 50 % Schieferschlacke und 10 — 20 % alten Saigerschlacken auf Krätzkupfer III., welches granulirt und der Nickelei (Bd. IV.) übergeben wird. Die Granalien enthalten 63 % Kupfer, 26 % Nickel und 10 % Blei.

Das Raffiniren der Krätzschwarzkupfer zeigt einige Abweichungen von dem der guten Schwarzkupfer. Das Kupfer arbeitet weniger und muss deshalb mehr gerührt werden; es erfolgen mehr Schlacken, das Braten geht schlechter von statten und es ist deshalb die Rohgaare schwieriger zu erreichen. Das Steigen ist in 1 — 1½ Stunden beseitigt, aber Kupferoxydul in solcher Menge vorhanden, dass das Kupfer 2 — 3 Stunden zurückgepolt werden muss. Die Farbe

| | beim Gaarm. | beim Raffin. |
|---|---|---|
| 100 Ctr. Gaarkrätze I. . . . | 40,00 | 50,00 |
| „ „ „ II. . . . | 50,94 | 59,64 |
| „ „ „ III. . . . | 66,00 | 66,66. |
| 100 Ctr. Krätzkupfer No. I. und II. lieferten: | | |
| Verblasenkupfer . . . . . | 65,30 | 73,71 |
| Raffinad . . . . . . . . . | 56,12 | 63,40. |
| 100 Ctr. Verblasenkupfer No. I. und II. gaben: | | |
| Raffinad . . . . . . . . . | 85,93 | 86,01. |

Zur Nickelei gelangten:
130 Ctr. Krätzkupfergranalien III. vom Gaarmachen,
140 „ „ III. „ Raffiniren.

Der Kohlenverbrauch beträgt pro Ctr. Raffinad 0,664 Tonnen, pro Ctr. Gaarkupfer 0,889 Tonnen.

Es betragen die Kosten pro Ctr. Gaarkupfer und Raffinad:

| | Gaarkupfer. | Raffinad. |
|---|---|---|
| Arbeitslohn . . . . | 4 Sgr. 4,66 Pf. | 4 Sgr. 1,96 Pf. |
| Material . . . . . | 16 „ 0,87 „ | 10 „ 3,88 „ |
| Gezähe . . . . . . | — „ 3,85 „ | 1 „ 8,10 „ |
| Bauten und Repar. . | — „ 5,05 „ | 1 „ 0,46 „ |
| | 21 Sgr. 2,43 Pf. | 17 Sgr. 4,40 Pf. |

wonach der Ctr. Raffinad um 4 Sgr. billiger, als Gaarkupfer kommt, im Allgemeinen aber die Selbstkosten ziemlich gleich sind, indem beim Raffiniren die theure Ofenanlage und das Wenigerausbringen gegen den geringeren Kohlenverbrauch in Betracht kommt. Dagegen hat das Raffinad grösseren Handelswerth. Etwa die Hälfte der Kupfer wird im kleinen Herd gaar gemacht.

Es betrugen die Selbstkosten in 1860: Hauptausweis.

auf 1 Fuder Schiefer

| | Bergbaukosten. | | | Hüttenkosten. | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| auf Mansfeld. H. | 31 Thlr. | 15 Sgr. | 7 Pf. | 16 Thlr. | 9 Sgr. | 7 Pf. |
| „ Friedeburg. H. | 28 „ | 10 „ | 11 „ | 16 „ | 12 „ | 4 „ |
| „ Kupferkammerh. | 29 „ | 15 „ | — „ | 16 „ | 11 „ | 3 „ |
| „ Eisleben. H. | 25 „ | 4 „ | 10 „ | 16 „ | 1 „ | 3 „ |
| „ Sangerh. H. | 41 „ | — „ | 11 „ | 33 „ | 14 „ | 6 „ |

Auf 1 Centner Kupfer:

| | Bergbaukosten. | | | Hüttenkosten. | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| auf Mansfeld. H. | 18 Thlr. | 5 Sgr. | 9 Pf. | 9 Thlr. | 12 Sgr. | 7 Pf. |
| „ Friedeburg. H. | 25 „ | 23 „ | 6 „ | 14 „ | 27 „ | 7 „ |

[redacted]



| | Bergbaukosten. | | | Hüttenkosten. | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| auf Kupferkammerh. | 20 Thlr. | 10 Sgr. | 4 Pf. | 11 Thlr. | 8 Sgr. | 10 Pf. |
| „ Eisleben. H. | 15 „ | 24 „ | 8 „ | 10 „ | 3 „ | 2 „ |
| „ Sangerh. H. | 23 „ | 27 „ | 3 „ | 11 „ | 10 „ | 2 „ |

Die Selbstkosten betragen:

auf 1 Ctr. Concentrationsstein beim

| Entsilbern. | Kupfermachen. | Gaarmachen. | Raffiniren. |
|---|---|---|---|
| 17 Sgr. 10 Pf. | 18 Sgr. 3,7 Pf. | 18 Sgr. 5,6 Pf. | 18 Sgr. 8,6 Pf. |
| auf 1 Ctr. Kupfer: | | | |
| 26 Sgr. 5,5 Pf. | 27 Sgr. 1,4 Pf. | 27 Sgr. 3,5 Pf. | 27 Sgr. 7,9 Pf. |

Löhne: Beim Schieferklauben in 8stündiger Schicht der Klauber 10 Sgr., der Oberklauber 11 Sgr; auf der Hütte pro 12stündige Schicht beim Schieferwägen 10—16 Sgr, ein Gehülfe 9—10 Sgr; beim Rohschmelzen der erste Schmelzer 12 Sgr. 8 Pf., der zweite 11 Sgr. 8 Pf., der Aufträger 11 Sgr. und der Vorläufer 10 Sgr.; beim Concentriren der erste Schmelzer 13 Sgr., der zweite 11 Sgr. 8 Pf. und der Gehülfe 10 Sgr. Tagelöhner beim Rösten 4—10 Sgr., je nach dem Alter.

Im Jahre 1860 wurden von 1,196,563 Ctr. Kupferschiefer bei einem Ausbringen von 8% 102044 Ctr. Rohstein mit 121090 Tonnen Koks oder 1 Ctr. Rohstein mit 1,186 Tonnen Koks erhalten. Der Rohstein enthielt auf den Eislebener Hütten 22,7—32,8 %, auf Sangerhäuser Hütte 41,8 % Cu. Von 90537 Ctr. Rohstein erfolgten 42944 Ctr. Spursteingranalien mit 62,718 % Cu, von 47000 Ct. Spursteinmehl 15650 Pfd. Feinsilber, 16122,64 Ctr. Gaarkupfer (incl. 126,64 Ctr. Krätzkupfer) und 13849,29 Ctr. Raffinad, zusammen mit 46,81 Ctr. Saigerkupfer vom Bleischlackenschmelzen (S. 274) an 30018,74 Ctr. Kupfer.

chmöllnitz. B. Hüttenprozess zur k. k. Schmöllnitzer Kupferhütte in Oberungarn.[1]) Neben silberleeren Gelferzen (S. 434) kommen Fahlerze[2]) mit etwa $10\frac{1}{2}$ Pfd. Kupfer und 0,053 Münzpfd. = $1\frac{1}{2}$ Loth Silber und geröstete

1) Bgwfd. VI, 161. — Jahrb. d. k. k. geol. Reichsanst. 1853. No. 4. S. 807. — Ann. d. min. 1855. No. 1. p. 53. — Handschriftliche Mittheilungen des k. k. Hüttenmeisters A. Felix zu Schmöllnitz.

2) Erzvorkommen: v. Cotta's Erzlagerstätten. II, 307. — Oest. Ztschr. 1860. No. 33. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 326.

se (Schiefer- oder Gelferze mit etwa 5 Pfd. Ku- 0,013 Münzpfund = 6 Den. Silber zur Verhüttung, h eine hinreichende Menge davon angesammelt hat. a Fahlerze werden im Verhältniss zu den geröste- sfererzen [1]) verschmolzen. (Zu Altwasser und ı Ungarn werden auch die Fahlerze bei Gewinnung :ksilber in Stadeln geröstet, Bd. I. S. 387.).

:ohschmelzen. Im Jahre 1860 verschmolz man ıe Fahlerze, 42 % geröstete Schiefererze und 10 % ige Schlackenkuttungszeuge u. Ofengekrätz mit einem nittsgehalt der Beschickung von 9 Pfd. Kupfer und nzpfd. Silber. Bei einem Zuschlag von 2,8 % Kalk- 52 % silberhaltiger Kupferschlacke wurden 37 % ılech mit 20 — 26 Pfd. Kupfer und 0,09 — 0,13 ıd = $2\frac{1}{2}$ — $2\frac{3}{4}$ Loth Silber, sowie 7 % Rohspeise Pfd. Kupfer und 0,262 Münzpfd. = $7\frac{1}{2}$ Lth. Silber :ht, indem man in einer 12stündigen Schicht 100 ge Zeuge (ohne Kupferschlacken) und 42 % Kohlen te.

Schmelzofen hat im Allgemeinen die Dimensionen :upfererzofens (S. 435). Die Formneigung beträgt wenn theilweise geröstete Erze mit verschmolzen venn nicht, 4—5°; Entfernung von der Sumpfhöhe n Formen 30 Zoll, Sumpftiefe 12 Zoll, Höhe der Zoll. Die Gicht wird dunkel und die Nase etwas halten, wenn die Beschickung sehr strengflüssig :.

östen der Fahlrohleche. Je nachdem dieselben erschlags- oder gleich dem Schwarzkupferschmelzen en werden sollen, werden sie verschieden zugeröstet. re Arbeit gibt man ihnen während 36 Tagen 4 bis bei einem Aufwande von 0,65 Cubikfuss Holz und kfuss Kohlen pro Ctr. Röstgut. Behuf des Schwarz- röstet man sie in 12 — 15 Feuern, während 80 bis

---

Ztschr. 1856. S. 55.
l. VI, 162; XVI, 618. — Polyt. Centr. 1853. S. 1443. — s, Jahrb. 1854. S. 72. — Jahrb. d. k. k. geol. Reichsanst. No. 4. S. 33. — Erdm., J. f. pr. Chem. 1854. No. 9. S. 33.

[redacted]



90 Tagen mit 2,60 Cubikfuss Holz und 1,5 Cubikfuss Kohlen pro Ctr. Röstgut.

3) Niederschlagsschmelzen. Im Jahre 1859 wurden verschmolzen: 94% Rohlechröste mit 15 Pfd. Kupfer und 0,053 Mzpfd. = 1½ Loth Silber nebst 6% quarzigen Fahlerzen mit 10 Pfd. Kupfer und 0,047 Mzpfd. = 1¼ Loth Silber bei Zuschlag von 13% Quarz. Mit 30% Kohlen wurden in einer 12stündigen Schicht 155 Centner hältiges Gut verschmolzen und 58% Reichlech mit 24—30 Pfd. Kupfer und 0,063—0,104 Mzpfd. = 1¾—3 Loth Silber, sowie 0,58% Reichspeise mit 39 Pfd. Kupfer und 0,414 Mzpfd. = 11¾ Loth Silber ausgebracht. Die Reichleche erhalten 12 Feuer in 70 Tagen und erfordern 2,16 Cubikfuss Holz und 2,20 Cubikfuss Kohlen pro Ctr. Röstgut; sowohl Roh- als Reichspeise werden nach AUGUSTIN's Methode[1]) (siehe Bd. IV.) oder neuerdings versuchsweise nach KISS' Methode[2]) mittelst unterschwefligsauren Kalkes entsilbert. Der Erzofen erhält bei dem Niederschlagsschmelzen 14 Zoll Sumpftiefe; Entfernung von der Sumpfhöhe bis zu den Formen 24 Zoll, Höhe der Lagen 34 Zoll.

4) Schwarzkupferschmelzen, und zwar

a) mit Rohlechrost. Im Jahre 1860 wurden verschmolzen

| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 85% | Rohlechrost mit | 23 Pfd. | Kupfer u. | 0,107 | Mzpfd. | = 3 | Lth. Silber |
| 10 „ | Oberlechrost „ | 65 „ | „ | „ 0,094 | „ | = 2¾ „ | „ |
| 5 „ | Kuttungszeuge u. Gekrätz mit | 10 „ | „ | „ 0,010 | „ | = ¼ „ | „ |
| 16 „ | Quarz. | | | | | | |

Bei einem Kohlenverbrauch von 45% und einem Durchsetzquantum von 115 Ctr. hältigem Gut in einer 12stündigen Schicht erfolgten 25% Schwarzkupfer mit 78—82 Pfund Kupfer und 0,270—0,312 Mzpfd. = 7¾—8¾ Loth Silber und 11% Oberlech mit 65—70 Pfd. Kupfer und 0,135 Mzpfd. = 4 Lth. Silber.

b) mit Reichlechrost. Im Jahre 1859 wurden verschmolzen

---

1) Schemn. u. Leob. Jahrb. pro 1861. Bd. 11. S. 154. Verhandl. d. Oest. Ingen.-Vereins, Versammlung der Abtheil. f. Berg- u. Hüttenwesen am 15. Mai 1861.

2) Ibid. S. 175.

83 % Reichlechröste mit 28 Pfd. Kupfer u. 0,094 Mzpfd. = $2^3/_4$ Lth. Silber
17 „ Oberlechröste „ 65 „ „ „ 0,091 „ = $2^1/_2$ „ „
12 „ Quarz.

Mit 37 % Kohlen und beim Verschmelzen von 127 Ctr. haltigem Gut in 12 Stunden wurden 30 % Schwarzkupfer mit 84 Pfd. Kupfer und 0,262 Mzpfd. = $7^1/_2$ Loth Silber und 9 % Oberlech mit 65 Pfd. Kupfer und 0,094 Mzpfd. = $2^3/_4$ Loth Silber ausgebracht.

Der Schwarzkupferofen, von der allgemeinen Form des Erzofens, hat 12 Zoll Sumpftiefe, 18 Zoll Entfernung von der Sumpfhöhe bis zu den Formen und 42 Zoll Höhe der Lagen.

Die Schwarzkupfer wurden früher mittelst Amalgamation, neuerdings nach AUGUSTIN's Methode [1]) (siehe Bd. IV.) entsilbert und die Rückstände davon weiter auf Kupfer verarbeitet.

5) Verschmelzen der Rückstände

a) von der Schwarzkupfer-Amalgamation.[2]) Die Fahlrohkupferrückstände von der Amalgamation, — nach FELIX aus 76,21 $\dot{C}u$, 7,56 $\dot{C}u\,\dddot{S}b$, 13,79 $\bar{F}e$, 0,28 Na Cl, 0,0077 Ag und 0,00127 Au bestehend — wurden früher [3]) mit reinen Kupferkiesen (Gelferzen) im Hohofen auf Rückstands-Rohlech verschmolzen, dieser verröstet und einer sogenannten Niederschlagsarbeit mit quarzigen Erzen und Quarz unterworfen, um Eisen und Speise auszuscheiden (niederzuschlagen) und den Kupfergehalt im Lech zu concentriren. Der erfolgende Rückstands-Reichlech wurde geröstet auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses gaar gemacht, die Kupferspeise dagegen weiter auf silberhaltiges Rohkupfer durch Verblasen verarbeitet und dieses wie silberhaltiges Fahlrohkupfer behandelt. Man erhielt bei diesem Verfahren immer nur ein Kupfer von mittelmässiger Qualität. Aelteres Verfahren.

Zur Zeit werden die Rückstände von der Amalgamation und auch von der AUGUSTIN'schen Extraction mit Lechen im Neueres Verfahren.

1) Schemn. u. Leob. Jahrb. 1861. Bd. XI. S. 140.
2) Oest. Ztschr. 1856. S. 55; 1859. S. 275. (HAUCH.)
3) Oest. Ztschr. 1859. S. 281.

Flammofen auf Schwarzkupfer verschmolzen. Man erzielt dadurch nicht allein eine bedeutende Ersparung an Manipulationskosten, sondern auch ein reineres Kupfer aus den nun für sich zu behandelnden gutartigen Gelferzen und eine schnellere Verwerthung des Products. Dieses Verfahren umfasst nachstehende Operationen:

*α*) Rückstandsschmelzen im Flammofen. Dasselbe geschieht gewöhnlich in einem Spleissofen mit Treppenrost und Zuführung von Oxydations- und Verbrennungswind (Bd. I. S. 530. Taf. XI. Fig. 280—282), bei dessen neuester Einrichtung[1]) der Verbrennungswind über der Feuerbrücke zugeführt wird, so dass die Verbrennung weniger im Heizraum, als hinter der Feuerbrücke im Herd stattfindet. Auch ist die Reduction versuchsweise in einem Zugflammofen[2] ausgeführt.

Die Beschickung von Rückständen und Lech (resp. 72 und 28 %) wird im Ofen glühwarm gemacht und erst Oxydationswind bei durch Lehm verringertem Düsendurchmesser hinzugelassen, wenn $1/3$ des Haufwerks eingeschmolzen. Die Formaugen werden ganz geöffnet, wenn Alles niedergegangen. Hierauf rührt man mit einem eisernen Haken mehrmals vorsichtig um und feuert jedesmal, wobei unter Einwirkung des Oxydirten im Rückstande auf das Geschwefelte im Stein bei zu starkem Umrühren im Anfang, unter reichlicher Entwicklung von schwefliger Säure, die Masse aufsteigt und leicht durch alle Oeffnungen ausfliesst. Zeigen sich beim Umrühren schwache Gase und Dämpfe, so zieht man Schlacken (Abzüge), bis die Masse blank ist. Zuletzt wird der Oxydationswind abgestellt, das wie beim englischen Flammofenprozess (S. 488) erhaltene Schwarzkupfer in Spleisstiegel abgelassen, in Scheiben gerissen und gaar gemacht oder raffinirt.

Man verschmolz in Spleiss- und Zugflammöfen in 12 Stunden resp. 24,21 und 38,3 Centner Beschickung in 18 Stunden auf 11,8 und 10 Ctr. Rohkupfer bei 1,22 und 2,2 % Kupferverlust und pro Ctr. Beschickung 4,9 und 5,06

---

1) Oest. Ztschr. 1860. S. 398.
2) Oest. Ztschr. 1859. S. 301, Fig. 4—6 auf Tafel zu No. 38.

abikfuss Holz. Es erfolgten im Spleissofen 45,78 % Reictionsrohkupfer und 46,41 % Abzüge, im Zugflammofen ),6 % Kupfer und 59,7 % Abzüge, von letzteren mehr in olge eines Zuschlages von 10 % Quarz.

β) Verschmelzen der Schlacken (Abzüge) im chachtofen. Die Abzüge werden mit Gelferzen oder iesen, Quarz und Kupferschlacken auf Abzugsrohlech ıd Abzugsrohspeise im Schachtofen verschmolzen, ererer geröstet und auf Abzugsreichlech und Abzugsıichspeise (Abzugsniederschlagsarbeit) durchgestochen. er Lech geht ins Rückstandsschmelzen, die Speise wird ırblasen (S. 555). Dabei erfolgen neben zu Antimon reıcirbarem Antimonoxyd Abzugsspeiserohkupfer ıd Verblasungsabzüge.

Versuche zur Extraction des Kupfers aus den Amalgaationsrückständen mittelst Schwefelsäure [1]) ergaben nicht ıgünstige Resultate.

b) Verschmelzen der Rückstände von der :hwarzkupferextraction nach AUGUSTIN's Methode. ı Jahre 1860 wurden im Spleissofen von 8 Fuss Durchesser 65 % Rückstände (mit 58 % Cu) mit 24 % Abzugsichlechen (mit 42 % Cu), 11 % Abzugsoberlechen (mit ι% Cu) und 5 % Quarz verschmolzen auf: 38 % Schwarzıpfer (mit 95—97 % Cu) und 43 % Abzüge (mit 30 bis ‡ % Cu) bei einem Verbrauch von 5,6 Cubikfuss Holz o Ctr. Schmelzgut = 28 % Holzkohle und einem Durchtsquantum von 16 Ctr. Rückständen und 25 Centner Behickung in 12 Stunden. Bei weiterer Verarbeitung der bzüge wurden im Jahre 1860 nachstehende Resultate :halten:

α) Abzugsrohschmelzen. 100 % Abzüge und Gerätz mit 30 % Cu, 110 % Stuffkiese mit $^3/_4$ % Cu und 0 % Kupferschlacke gaben mit 42 % Holzkohle 50 % Abıugsrohleche mit 22—24 % Cu und 4 % Abzugsrohıpeise mit 26 % Cu bei einem Aufbringen von 104 Ctr. Abzügen und Kiesen in 12 Stunden.

β) Abzugsniederschlagsarbeit. Die Abzugsroh-

1) Oest. Ztschr. 1859. S. 331.

[redacted]



leche werden während 4 Wochen in 4—5 Feuern mit etwa 0,64 Cubikfuss Holz und 0,6 Cubikfuss Kohlen pr. Ctr. Rohlech zugebrannt und 100 % des Röstgutes (mit 14 % Cu) mit 23 % Quarz und 29 % Kohlen verschmolzen auf 54 % Abzugsreichlech mit 25—28 % Cu und 0,25 % Abzugsreichspeise mit 36 % Cu bei einem Aufbringen von 144 Ctr. Lech in 12 Stunden.

γ) Abzugsrohkupferarbeit. Die Reichleche erhalten während etwa 70 Tagen 10—12 Feuer bei einem Verbrauch von 2,15 Cubikfuss Holz und 2,20 Cubikfuss Kohlen pr. Ctr. Reichlech. Eine Beschickung von 94 % Lechrost mit 27 % Cu, 6 % Kupferschliegen mit 54 % Cu und 78 % Quarz gibt mit 48 % Kohlen und einem Aufbringen von 118 Ctr. hältigem Gut in 12 Stunden 24 % Abzugsrohkupfer mit 87—90 % Cu und 10 % Oberlech mit 68 % Cu.

δ) Läutern des Abzugsrohkupfers. 100 % Abzugsrohkupfer mit 88 % Cu geben 85 % Läuterungsrohkupfer mit 92 % Cu und 21 % Abzüge mit 40 % Cu bei einem Verbrauche von 6,4 Cubikfuss Holz und 0,94 Cubikfuss Kohlen und einem Aufbringen von 25 Ctr. in 12 Stunden. Metallabgang 1,38 %.

ε) Speiseverblasen. 40 % Abzugsrohspeise mit 32 % Cu, 45 % Abzugsreichspeise mit 46 % Cu und 5 % Verblasungsspeise mit 24 % Cu geben mit 6,9 Cubikfuss Holz und 0,47 Cubikfuss Kohle pr. Ctr. Verblasungsgut (= 37 % Brennstoff auf Kohle reducirt): 30 % Verblasungskupfer mit 92,5 % Cu und 47 % Abzüge mit 20 % Cu bei einem Aufbringen von 13 Ctr. Speise in 12 Stunden.

Die Metall-Ab- und Zugänge waren im Jahre 1860 folgende:

| | Zugang. | | Abgang. | |
|---|---|---|---|---|
| | Cu %. | Ag %. | Cu %. | Ag %. |
| bei der Fahlroharbeit | 16,11 | 5,97 | — | — |
| „ „ Niederschlagsarbeit | 8,25 | 4,39 | — | — |
| „ „ Kupferarbeit | — | — | 4,82 | 7,37 |
| Im Ganzen | 24,36 | 10,36 | 4,82 | 7,37. |
| nach Abschlag d. Abganges | 4,82 | 7,37 | | |
| bleibt Zugang | 19,54 | 2,99 | bis incl. zur Darstellung des Schwarzkupfers. | |

| | Zugang. Cu %. | Ag %. | Abgang. Cu %. | Ag %. |
|---|---|---|---|---|
| Bei der Rückstandsreduction | — | — | 5,05 | — |
| „ „ Abzugsroharbeit | — | — | 13,20 | — |
| „ „ Niederschlagsarbeit | 2,13 | — | — | — |
| „ „ Rohkupferarbeit | — | — | 0,76 | — |
| zusammen | 2,13 % | | 19,01 % | |
| nach Abschlag d. Zuganges | | | 2,13 „ | |
| bleibt Abgang | | | 16,88 % bis incl. zur Darstellung des Abzugsrohkupfers. | |
| davon ab obigen Zugang von | | | 19,54 % | |
| bleibt Zugang | | | 2,66 % | |
| hiervon der Abgang beim Läutern | | | 1,38 „ | |
| totaler Zugang an Cu | | | 1,28 %. | |

ζ) Gaarmachen. In den Jahren 1860 und 1861 wurden 12501 Ctr. Gelf- und Fahlerzrohkupfer mit 93,5% Cu gaargemacht und davon erhalten: 79,4% = 9925 Ctr. rohgaares Spleissenkupfer und 34,24% Abzüge, theils reich mit 60—79%, theils arm mit 24—46% Cu. Bei 1,16% Kupferabgang wurden in 12 Stunden 34,26 Ctr. Rohkupfer bei einem Verbrauch von 0,84 Cbkfss. Kohle und 5,94 Cbkfss. Holz pr. Ctr. Rohkupfer (= 35,91% Kohlen) gegaart. — Beim Hammergaarmachen werden 7,18 Ctr. in 2,83 Stunden bei einem Abgang von 1,28% Kupfer und einem Verbrauche von 59,34% Kohlen (0,61 Maass pro Ctr. erzeugtes Plattenkupfer) raffinirt. Letzteres wird auf mechanischem Wege weiter verarbeitet.

Ein ähnlicher Prozess wie zur k. k. Schmöllnitzer Kupferhütte, jedoch ohne Anwendung von Flammöfen, wird auf der waldbürgerschaftlichen Stephanshütte[1]) bei Schmöllnitz ausgeführt. Die Fahlerze werden auf Rohstein verschmolzen, welchen man mit 12—13 Feuern vorsichtig und bei niedriger Temperatur zubrennt, während die Gelferze (S. 435) nur 9 Feuer bedürfen. Die silberhaltigen Rohsteine verschmilzt man auf Schwarzkupfer und Oberlech (Dünnstein), welches erstere granulirt, zu Mehl gestampft, geröstet und amalgamirt wird. Die Amalgamationsrückstände geben, mit den gerösteten Oberlechen oder kupferreichen Abzugslechen im Schachtofen durchgestochen, Schwarzkupfer, welches man im Spleissofen gaarmacht. Stephanshütte.

1) Ann. d. min. 1855. livr. 1. p. 53. — Oest. Ztschr. 1859. S. 331.

[redacted]



Als Nebenproducte erhält man beim Rohschmelzen Hüttenspeise und Gaarschlacken (Spleissabzüge). Erstere wurde früher amalgamirt und die Rückstände davon mit 70% Eisenkiesen im Schachtofen auf 14—16pfündige Gelfleche und silber- und kupferarme Speise durchgestochen, welche 4 Pfd. enthielt und zur Erzeugung von metallischem Antimon verkauft wurde.

Die Spleissabzüge werden je nach ihrem Kupfergehalt mit 70% Eisenkies auf kupferreiche, 30—40pfündige Leche (Abzugsleche) und Gelfspeise durchgesetzt, welche letztere mit 30—40% Kupfer wieder mit Eisenkiesen Lech gibt. Sowohl die Leche von der Speise-, als Spleissabzugs-Verarbeitung machen den Schmelzprozess ausser der Amalgamation von Neuem durch, nur verarbeitet man erstere im gerösteten Zustande für sich, letztere, weil sie kupferreich sind, mit den Amalgamations-Schwarzkupfer-Rückständen zusammen auf Schwarzkupfer.

Bei diesen complicirten Prozessen kommen auf 1 Ctr. Kupfer 118 Cubikfuss Holzkohlen, während man bei Gelferzen nur 63 Cubikfuss braucht (S. 436).

Zu einer Brennstoffersparung und einer einfacheren, wohlfeileren Arbeit hat die von FERIENTSIK[1]) eingeführte Extraction der Speise nach AUGUSTIN's Methode beigetragen, wobei gleichzeitig metallisches Kupfer mit erhalten wird. Die Extractionsrückstände mit 2—4% Kupfer werden weniger zur Gewinnung des Kupfers, als zur Concentration des Antimons mit 15—30% Kiesen im Schachtofen auf kupferarmen Lech und antimonreiche Speise durchgesetzt. Ersterer wird beim Rösten der Speise für die Extraction zugeschlagen.

Nieder-ungarn. C. Hüttenprozesse in Niederungarn[2]) (Schemnitz, Kremnitz, Neusohl, Zsarnoviz, Tajowa). Die bei Entsilberung der Erze (S. 452) mittelst Bleies (s. Silber) auf den Hütten zu Schemnitz, Kremnitz und Neusohl erfolgenden

1) Bericht über die zweite allgem. Versammlung von Berg- und Hüttenmännern zu Wien. 1862. S. 82.

2) RIVOT und DUCHANOY im Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanstalt 1853. No. 4. S. 785. — Oest. Ztschr. 1853. S. 226; 1862. No. 39 (Stammbaum der Schemnitzer Hüttenprozesse).

**Kupfersteine** (Lechdurchstechleche) mit 40—50% Cu, 5—8% Pb und 0,150—0,260 Mzpfd. Silber werden an die Hütte zu **Tajowa**[1]) abgegeben, hier in 10—12 Feuern geröstet und im Halbhohofen auf einen gereinigten kupferreicheren Oberlech und bleiisches Schwarzkupfer verschmolzen. Beide werden der AUGUSTIN'schen Silberextraction (siehe Silber) unterworfen und zwar das bleiische Kupfer, nachdem dasselbe mit bleifreiem gemengt und so dessen Bleigehalt bis zur Unschädlichkeit herabgedrückt worden. Früher wurde das Schwarzkupfer zur Abscheidung des Bleigehaltes verblasen, wobei aber ein bedeutender Silberverlust entstand.

Die Rückstände von der Extraction werden, wie in Oberungarn (S. 557), im Flammofen auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses im Spleissofen (S. 559) gaargemacht.

Im Jahre 1860 wurden zu Tajowa 2876 Ctr. Schwarzkupfer- und Oberlechrückstände mit 1401 Ctr. Abzugs-, Roh- und Oberlechen und 1202 Ctr. 28 Pfd. Abzugskupfer und sonstigen Producten, zusammen 5479 Ctr. 28 Pfd. mit 2968 Ctr. 3¼ Pfd. Kupfer im Flammofen verschmolzen auf 2585 Ctr. Schwarzkupfer und 1892 Ctr. Abzüge (Schlacken) mit zusammen 2956 Ctr. 43¼ Pfd. Kupfer, so dass ein Kupferverlust von 0,4% stattgefunden hat. Beim Gaarmachen von 4272 Ctr. 22 Pfd. Schwarzkupfer mit 4033 Ctr. 90¼ Pfd. Kupfer im Spleissofen erfolgten bei 0,46% Abgang 3645 Ctr. 3 Pfd. Spleissenkupfer und 1176 Ctr. Abzüge und Herd. Die Abzüge (Schlacken) vom Reductionsschmelzen und Spleissen, 2373 Ctr., gaben im Hohofen mit 2589 Ctr. 59 Pfd. Kupfererzen und 1258 Ctr. 88 Pfd. sonstigen Producten — zusammen 6221 Ctr. 47 Pfd. mit 1153 Centner 92¾ Pfd. Kupfer — bei 2,4% Zugang 2370 Ctr. Abzugskupfer und Leche und 329 Ctr. Ofenbruch und Flugstaub mit zusammen 1182 Ctr. 35½ Pfd. Kupfer.

Im Ganzen wurden 798,761 Mark Silber und 3637 Ctr. 88 Pfd. Gaarkupfer dargestellt.

---

1) Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1851. No. 1. S. 109. — B. u. h. Ztg. 1852. S. 5. — Oest. Ztschr. 1853. No. 51; 1856. S. 55; 1861. S. 65, 121.

[redacted]



Freiberg. D. Freiberger Kupferbleisteinarbeiten. Die Kupfersteine von der Bleisteinarbeit (S. 198) mit etwa 30 % Blei werden im gerösteten Zustande ganz ebenso, wie veränderter Bleistein (S. 198) im Schachtofen verschmolzen auf:

1) bleiisches und speisiges Schwarzkupfer, welches, mit gerösteten Kupfererzen im Schachtofen durchgesetzt, gibt:

a) Werkblei zum Bleiraffiniren (S. 285).

b) Kupferstein, zur Concentration im Flammofen.

c) Speise, welche beim Raffiniren Speise zum Verkauf, Kupferstein zur Concentration und Schlacken zur Bleisteinarbeit gibt.

2) Spurschlacken, zur Bleisteinarbeit.

3) Spurstein. Derselbe wird zur Vorbereitung für die Entsilberung in einem englischen Flammofen mit beinahe eirundem Herde von 13 Fuss Länge und 8 Fuss Breite (sächs.) auf Concentrationsstein verschmolzen.

Eine Post, aus 20 Ctr. in 4—6 Feuern zugebranntem Stein, 2—6 Ctr. reichen Kupferschlacken und 2—4 % Quarz oder quarzigen Kupfererzen oder Rohschlacken und Schwerspath bestehend, wird durch 4—5stündiges Feuern ins Schmelzen gebracht, dann umgekrückt und, sobald sich der Stein gesetzt hat, mit einer eisernen Krücke Schlacke gezogen, dann eine zweite Schmelzpost zu dem im Ofen gelassenen Steine gebracht und der Prozess wiederholt, wobei aber nach dem Schlackenziehen der Stein von beiden Chargen in Sandformen abgestochen wird. In 24 Stunden können 4—5 Schmelzungen gemacht werden und man erhält von je zweien 30—34 Ctr. Concentrationsstein mit 60—70 % Kupfer.

Ein Theil dieses Steines wird oxydirend geröstet, mit verdünnter Schwefelsäure extrahirt, die Rohlauge auf Kupfer-, gemischten- und Eisenvitriol versotten und der silberhaltige Rückstand in die Bleiarbeiten gegeben. Einen anderen Theil des Concentrationssteines unterwirft man der AUGUSTIN'schen Silberextraction und verschmilzt dann die dabei erfolgenden Rückstände mit dem bei der Schwarzkupferschlackenveränderung gefallenen Stein und Quarz, oder mit der bei Arbeit erhaltenen Canalsohle, oder mit silberleerem Cementkupfer,

oder mit Schwefelkies oder auch gerösteten silberleeren, aber kupferreichen Erzen und Gekrätzen im Flammofen. Eine Post, deren 6—7 pro Tag verschmolzen werden, besteht z. B. aus 12 Ctr. Rückständen und 7—8 Ctr. Kupferlech oder 15 Ctr. Rückständen oder 3—4 Ctr. Schwefelkies. Bei jedem Stich, deren gewöhnlich 3 in 24 Stunden stattfinden, erfolgen 15—16 Ctr. Rohkupfer. Die dabei fallenden Schlacken halten 8—11 % Kupfer und werden mit 35—40 % Schwefelkies umgeschmolzen, wobei der erwähnte Kupferlech und eine Schlacke erzeugt wird, die 3 % Kupfer enthält und welche bei der Bleisteinarbeit als Zuschlag dient. Das erzeugte Rohkupfer enthält 94—97 % Kupfer und wird zum Raffiniren an den Kupferhammer Grünthal abgegeben (§. 88). Neuerdings ist die AUGUSTIN'sche Extraction beseitigt.

E. Hütte zu Boston in Amerika.[1]) Die Hütte verschmilzt meist geschwefelte, weniger oxydirte Erze aus Nord- und Südamerika mit durchschnittlich 20 % Kupfer in Schachtöfen, für deren Wahl der ziemlich hohe Preis des Brennmaterials (Anthracit) hauptsächlich spricht. Boston

1) Rösten der Erze. Die reinen und reichsten Kiese werden für sich geröstet und auf ein Kupfer von grosser Güte verschmolzen, wenn man beim Schwarzmachen recht reine oxydirte Erze vorschlägt. Die antimon- und arsenhaltigen Erze werden mit viel Schwefelkies (S. 354) gemengt und die so gemischten Erze in Haufen von 100—150 Tonnen à 1000 Kil. während 2 Monaten abgeröstet, wobei auf 100 Tonnen Erz etwa 7,7 Cubikmeter Holz und auf 1 Tonne 116 Fr. 8 Ctm. Röstkosten kommen.

2) Rohsteinschmelzen. Eine beschickte Schicht enthält:

| | | |
|---|---|---|
| Geröstetes Erz . . . . . . . . . . | 1,000 | Ton. |
| Unreines, nicht geröstetes Erz . . . | 0,033 | „ |
| Röstesohlen, Ofenbrüche . . . . . | 0,050 | „ |
| Schwarzkupfer- und Verblasenschlacke | 0,330 | „ |
| Austernschaalen . . . . . . . . | 0,100 | „ |
| | 1,513 | „ |

1) RIVOT, Métallurgie du cuivre. 1859. p. 297. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 309.

[redacted]



und wird in Sumpföfen von 1,65 M. Höhe über der Form, 0,65 M. Weite und 0,78 M. Tiefe mit Anthracit sehr rasch verschmolzen, was zwar auf die Brennmaterialersparung, nicht aber auf die Entfernung von Antimon und Arsen günstig wirkt (S. 358, 364). Bei gutem Ofengange setzt man täglich mehr als 10 Tonnen Beschickung durch, sticht in 12 Stunden 3—4mal bei abgestelltem Wind den Stein ab und macht 14 — 16tägige Campagnen. Man verschmilzt durchschnittlich in 24 Stunden 6,2 Tonnen Erz oder 9,17 Tonnen Beschickung mit 1,2 Tonnen Anthracit und 0,3 Tonnen Steinkohlen fürs Gebläse. In 1 Campagne von 15 Tagen setzt man 90 Tonnen geröstetes und 3 Tonnen ungeröstetes Erz auf 52 Tonnen Stein mit 34—35% Kupfer bei 17 Fr. 79 Ctm. Kosten pro Tonne Erz durch. Die Schlacken enthalten an 52% Kieselsäure und nur 0,35% Kupfer; von der Verarbeitung reicher, reiner Erze sind sie reicher, und es fällt dabei neben Rohstein wohl schon etwas Schwarzkupfer.

3) Rösten des Rohsteines. Der Stein von reineren Erzen wird 2mal, der von unreinen 3mal in Stadeln (Bd. I. S. 387) geröstet, wobei auf 1 Tonne Stein 0,08 Tonnen Holz und 2 Fr. 26,6 Cent. Röstkosten kommen.

4) Schwarzkupferschmelzen. Eine beschickte Schicht enthält:

| | | |
|---|---|---|
| Gerösteten Rohstein . . . . . | 1,00 | Ton. |
| Erzschlacken . . . . . . . . | 0,45 | „ |
| Gerösteten Dünnstein . . . . | 0,06 | „ |
| Schwarzkupferschlacken . . . | 0,08 | „ |
| Oxydirte Erze . . . . . . . | 0,14 | „ |
| Ofenbrüche . . . . . . . . | 0,05 | „ |
| | 1,78 | „ |

Man verschmilzt im Erzofen in einer Campagne von 15 Tagen etwa 120 Schichten oder 120 Tonnen gerösteten Stein auf 56—57 Tonnen Schwarzkupfer mit 90—92% Kupfer und 7—8 Tonnen Dünnstein bei 10,986 Fr. Kosten auf 1 Tonne gerösteten Stein und einem Verbrauch von 17,5 Tonnen Anthracit.

5) Gaarmachen und Raffiniren des Schwarzkupfers. Chargen von 8 Tonnen Schwarzkupfer werden je nach ihrer Reinheit, die reinen während 10, die unreinen

während 15—16 Stunden eingeschmolzen, 6 Stunden verschlackt und dann in gewöhnlicher englischer Weise gepolt, so dass die Operation in 24—30 Stunden beendigt ist. Man verbraucht in 24 Stunden 2,85—3 Tonnen Steinkohlen und bringt 78—83 % Raffinad aus dem Schwarzkupfer und 20 % aus den Erzen aus. Die Raffinirkosten pro Tonne Schwarzkupfer belaufen sich auf 24,725 Fr. und pr. Ton. Erz 6,087 Fr.

Die Verarbeitungskosten einer Tonne Erz nach deutscher Methode betragen 32,987 Fr., nach englischer würden sie sich auf 77,050 Fr. belaufen. Während die Arbeitslöhne bei beiden Prozessen nahe gleich sind, so erfordert der Flammofen 3mal mehr Brennstoff, es entstehen reichere Schlacken und Antimon und Arsen werden weniger vollständig entfernt.

F. Kupferhütten des Departements der Rhonemündungen.[1]) Man verarbeitet kiesige und oxydirte Erze aus Spanien[2]), Kleinasien, Nord- und Westafrika, Peru, Corsika etc., und zwar oxydirte Erze, kiesige Erze, Fahlerze und kupferhaltige Hütten- und Kunstproducte separirt. Hütten den Rhonemündungen

1) Kiesige Erze. Dieselben werden gemahlen, in Flammöfen mit 4,5 M. langem und 3,5 M. breitem Herd in Posten von 1000—12000 Kil. mit 300 Kil. Steinkohlen in 12 Stunden geröstet und das Röstgut bei 15—17procentiger Beschickung in 4—6 M. hohen 3förmigen Sumpföfen von 0,6 M. Weite und 0,8 M. Tiefe auf Rohstein verschmolzen. Man setzt in 24 Stunden 2000—3000 Kil. Beschickung mit 35—40 % Koks vom Gewicht des Erzes durch. Der Rohstein wird in Posten von 1000 Kil. mit 200 Kil. Stein- und 200 Kil. Braunkohlen 12 Stunden geröstet und das Röstgut mit 25—30 % Kupfer bei Zuschlag reicher Schlacken, Sohlen der Flammöfen, Flugstaub etc. im Erzofen gespurt, wobei man in 24 Stunden 3000 Kil. Beschickung durchsetzt und auf 100 Kil. davon 28—30 Kil. Kohlen verbraucht. Der neben etwas Schwarzkupfer erfolgte Concentrationsstein mit 45—50 % Cu wird geröstet und auf Schwarzkupfer mit 60—65 % Cu verschmolzen und dieses im Flammofen

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 241.
2) B. u. h. Ztg. 1855. S. 347.

[redacted]



in Posten von 2500—3000 Kil. während 24—36 Stunden rohgaar gemacht. Durch abwechselndes starkes Erhitzen und Wiederabkühlen bei offnen Arbeitsthüren werden die fremden Substanzen oxydirt, dann Alles in Fluss gebracht, Schlacke gezogen und das Kupfer in Barren gegossen. Man braucht eine nahe dem Gewichte des Schwarzkupfers gleiche Menge Brennmaterial. Das Barren- oder Rosettenkupfer wird in demselben Ofen in Raffinatkupfer verwandelt, indem man 2000—2500 Kil. Rosettenkupfer rasch einschmilzt, die Oberfläche mit Kohlengestübbe bedeckt, polt, abschäumt und eine starke Hitze gibt, wo dann das Kupfer bei richtiger Probe (fleischrothe Farbe, fasriger, seidenglänzender Bruch und grosse Dehnbarkeit der Probe unter dem Hammer) in Formen gegossen wird. Die Operation dauert 8—12 Stunden und auf 1000 Kil. Rosettenkupfer gehen 500 Kil. Holzkohlen und 25—30 Kil. Fichtenholz. Der Raffinirofen hat im Herd 3 M. Länge, 1,7 M. Breite und 0,2 M. Fall von der Feuerbrücke bis zum tiefsten Puncte.

2) Fahlerze unterwirft man folgenden Prozessen: Rohschmelzen und Rösten, Schmelzen im Schachtofen, Rösten und Schmelzen auf Schwarzkupfer im Flammofen, Gaarmachen des Schwarzkupfers.

3) Kupferbleisteine mit 25—30% Blei und Antimon und 11—14% Kupfer werden in Quantitäten von 1000 Kil. in Flammöfen mit Schlacken und metallischem Eisen geschmolzen, stark umgerührt und die Schmelzmassen nach 12 Stunden abgestochen. Der neben Blei erfolgende Kupferstein wird in Posten von 2000 Kil. im Flammofen geröstet, wobei durch abwechselnde Minderung und Steigerung der Hitze die Antimonverflüchtigung begünstigt wird, das Röstgut mit 25—40% Kupfer im Flammofen eingeschmolzen, häufig Schlacke gezogen, gegen Ende 5% Kohle und 6 bis 7% Kalk hinzugefügt und das erhaltene Schwarzkupfer raffinirt. Alle 6 Stunden setzt man 500 Kil. Röstgut ein und sticht das Schwarzkupfer alle 24 Stunden ab.

4) Altes Kupfer, angekauftes Schwarz- und Rosettenkupfer wird gleich hammergaar gemacht, wobei man auf 2000 Kil. 8—10 Stunden Zeit und 300 Kil. Kohlen braucht.

5) **Kanonenbronze** mit 90% Cu und 10% Sn wird im Flammofen eingeschmolzen, fortwährend stark umgerührt, wobei sich das Zinn als Oxyd abscheidet, dieses abgezogen und das Kupfer bei genügender Reinheit ausgegossen. Durch Zusatz von Kochsalz wird nicht nur die Abscheidung des Zinnes befördert, sondern auch viel Zinn als Chlorid verflüchtigt.

Der rein englische Flammofenprozess für Erze ist bei den hohen Steinkohlenpreisen theurer, als die combinirte englische und deutsche Methode.

G. BOGOSLOWSK's Kupferhütten in Sibirien.[1] Es kommen Erze[2] zur Verarbeitung, welche aus $^2/_3$ kalkigen Kiesen (Kupferglanz, Kupferkies) und $^1/_3$ quarzigen Malachiten etc. bestehen und gewöhnlich $1^1/_2$—$7^1/_2$%, selten bis 20% Kupfer enthalten. 36 Theile geschwefelte und 34 Theile oxydirte Erze werden mit 80 Thl. Diorit, 20 Thl. Kalkstein, 14 Thl. Rohschlacke, $11^1/_2$ Thl. Schwarzkupferschlacken und $1^1/_2$ Thl. Ofenbrüchen in 4förmigen Schachtöfen von 14 Fuss Höhe verschmolzen. (Die neueren 24förmigen Oefen v. RACHETTE[3]) gewähren vor den alten grosse Vortheile hinsichtlich des Brennmaterialaufwandes, der Grösse der Production, des Ofenganges, der Baukosten etc.) Man gewinnt in 24 Stunden von 360 Pud[4]) Beschickung 2080 Pfd. Rohstein mit 30—40% Kupfer und 35—50% Eisen, welcher in Quantitäten von 2500 Pud mit Holz 2—3 Tage geröstet und in Spleissöfen während 6—8 Stunden eingeschmolzen wird. Dann setzt man das Gebläse in Gang, rührt die Masse mit feuchten hölzernen Stäben um und zieht die Schlacken ab, welche 67,3% Silicate und 23% Schweflungen enthalten und zur Roharbeit kommen. Hierauf bringt man ein neues Quantum Stein auf den Herd, bis dessen Gesammtquantum 250 Pud beträgt, behandelt sie in gleicher Weise und wirft reiche Schlacken von früheren Arbeiten zu. Nach 3—4 Tagen,

BOGOSLOWSK's Kupferhütten.

1) ERMANN's Archiv. VIII. 381. — RAMMELSBERG's Met. 1850. S. 278. v. LEONHARD's Hüttenerzeugnisse. 1858. S. 110.
2) Erzvorkommen: COTTA's Erzlagerst. II, 546.
3) B. u. h. Ztg. 1862. S. 265, 384.
4) 1 Pud = 40 Pfd. russ. = 16,381 Kil.

[redacted]



während dessen man die Masse in Fluss erhält, zeigen sich Stücke von Kupferstein an der Oberfläche, worauf man die Schlacke abzieht und ein Aufkochen und Spritzen unter Entwicklung von schwefliger Säure eintritt. Man lässt den Ofen abkühlen, setzt nach 1 ½ Stunden nochmals 25 Pud Kupferstein und 5 Pud reiche Schlacken zu, feuert von Neuem und wiederholt den Prozess so lange, bis sich im Ganzen 460 Pud Stein im Herde befinden. Nach Entfernung der Schlacke gibt man starkes Feuer, kühlt den Ofen nach einiger Zeit ab, heizt wieder, wenn die neu entstandene Schlacke eine rothe Kruste bildet, und schöpft mit einem eisernen Löffel eine Probe aus. Haftet diese, nach dem Eintauchen in Wasser, nicht fest am Löffel, ist die Oberfläche vertieft und nicht erhaben oder aufgebläht, so sticht man das erzeugte Schwarzkupfer in Sandformen ab.

Die ärmern Schlacken mit 2—10% Kupfer kommen zur Roharbeit, die reicheren zum Schwarzkupferschmelzen. Das Schwarzkupfer wird in demselben Ofen gaargemacht. 200 Pud liefern in 24 Stunden 150 Pud Gaarkupfer, welches im Flammofen in Quantitäten von 250 Pud bei Holzfeuerung in 12 Stunden raffinirt wird (Analyse von raffin. Kupfer: Bd. I. S. 705). Man stellt jährlich an 16000 Pud Blockkupfer dar. Die ganze Kupferproduction Russlands beträgt jährlich an 100,000 Ctr.

---

## II. Abschnitt.

## Verschmelzen oxydirter Kupfererze.

Zugutemachungsmethoden.

§. 83. Allgemeines. Oxydirte Kupfererze kommen seltener für sich zur Verschmelzung auf Schwarzkupfer; meist werden sie beim Zugutemachen geschwefelter Erze und Zwischenproducte (Waleser Kupferhütten S. 497, Duisburger Kupferhütte S. 509, Kupferberg S. 445, Sibirische Hütten etc.) oder beim Schwarzkupferschmelzen (Boston S. 564) zugeschlagen. Beim Verschmelzen der oxydirten Kupfererze für sich auf Schwarzkupfer wird einer zu bedeutenden Kupferverschlackung durch einen geringen Zuschlag von Schwefelkies (S. 348) oder starker Basen (Eisen-

oxydul, Kalk) im Ueberschusse entgegengewirkt, wobei dann aber leicht kupferhaltige Eisensauen entstehen.

Reiche Erze lassen sich, wenn billige Steinkohlen zur Disposition stehen, im Flammofen verschmelzen; ärmere Erze müssen der Brennmaterialersparung wegen dem Schachtofen überwiesen werden (S. 330). Gibt letzterer keine ökonomisch günstigen Resultate mehr, so führt zuweilen der nasse Weg, namentlich bei Erzen mit kieseligen Gangarten, zum Ziele. Schacht- und Flammofenbetrieb.

§. 84. Zugutemachung oxydirter Erze im Flammofen. Solche Erze können im Flammofen in einer Tour auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses raffinirt werden. Die mit passenden Zuschlägen und mit Holzkohle oder besser magerer Steinkohle gemengten Erze werden mit kupferreichen Schlacken, Gekrätz etc. bei möglichst reducirender Flamme allmälig zur Schmelzung gebracht, dann umgerührt, zur gehörigen Sonderung der verschiedenen Producte nochmals stark erhitzt und dann von dem Schwarzkupfer die Schlacken abgezogen. Bei einem genügenden Eisenoxydgehalt der Beschickung und der passenden Schmelzdauer geht das meiste Eisen als Oxydul in die Schlacken, während ein Theil reducirtes metallisches Eisen unter Bildung von Eisensilicat verschlacktes Kupfer ausscheidet (S. 348). Für diese Kupferausscheidung ist Eisen wirksamer, als die beigemengte Kohle, welche beim Schmelzen leichter auf die Oberfläche steigt, während das Eisen der Masse inniger beigemengt bleibt. Bei einem grösseren Ueberschuss an Eisenoxyd und einer zu anhaltenden reducirenden Wirkung entsteht ein eisenreiches Schwarzkupfer, welches sich schwieriger gaar machen lässt, und bei zu wenig Eisenoxyd kupferreichere Schlacken und ein reineres Schwarzkupfer. Dieses wird in gewöhnlicher Weise, nachdem die Schlacken abgezogen, raffinirt. Die Schlacken setzt man entweder beim Erzschmelzen zu, oder, wenn sie bei ärmeren Erzen in reichlicherer Menge fallen, verschmilzt man sie im Schachtofen. Verfahren.

Da in Schachtöfen die reducirende Wirkung kräftiger und andauernder ist, als in Flammöfen, so würden sich letztere, abgesehen von dem Mehrverbrauch an Brennmaterial, Arbeitslöhnen etc., besonders zum Verschmelzen eisenoxydreicher Erze eignen.

[redacted]



Modificationen beim Schmelzen.

§. 85. **Zugutemachung oxydirter Erze in Schachtöfen.** Die hierbei vorkommenden Modificationen in den Dimensionen (S. 358) und dem Zumachen der Oefen (S. 359) werden hauptsächlich durch den Kupfergehalt, sowie auch den Eisengehalt der Erze bedingt. Da das Brennmaterial als Reductionsmittel wirkt, so verbraucht man beim Verschmelzen oxydirter Erze mehr davon, als bei geschwefelten. Bei eisenoxydreichen Erzen können zwar in Folge der reichlichen Eisenreduction kupferarme Schlacken entstehen, aber das Schwarzkupfer wird eisenreich. Bei zu dünnflüssiger Schlacke sinkt das reducirte Eisen leichter in den Herd und bildet Eisensauen, als bei zähflüssigen, wo es das Kupfer vollständiger aus der Schlacke ausscheidet.

Beispiele.

Als Beispiele sind unter anderen anzuführen:

Chessy.

A. **Früherer Schmelzprozess zu Chessy**[1]) **für reiche Erze.**[2]) Man verschmilzt mit Kieselthon, Eisenoxydhydrat und Galmei vorkommende oxydirte Kupfererze (Malachit, Lasur, Rothkupfererz etc.) in einem $5\frac{1}{2}$ Fuss hohen, 3 Fuss tiefen und 1 Fuss 10 Zoll weiten Sumpfofen bei Zuschlag von 20 % Kalk und 50 % Schlacken mit Koks. Aus der 27 bis 30 % Kupfer enthaltenden Beschickung erfolgen in 24 Stunden 14 Ctr. Rohkupfer (Analyse Bd. I. S. 736) mit 89 bis 90 % Kupfergehalt. Der geringe Steinfall rührt vom Schwefelgehalt der Koks her.

Ein Anhalten beim Schmelzen gibt das Ansehen der Schlacken (Analysen Bd. I. S. 855); bei gutem Gange sind dieselben blau und kupferarm; bei Kalküberschuss werden dieselben schwarz und es bilden sich gleichzeitig Eisensauen; bei Mangel an Kalk werden die Schlacken roth und kupferreich und es bedarf in diesem Falle eines Kalkzuschlages.

Das Schwarzkupfer wird in ovalen Spleissöfen von 8 Fuss Länge und $6\frac{1}{3}$ Fuss Breite in Quantitäten von 60 Ctr. mit einem Aufwand von 36 Ctr. Steinkohlen in 16 bis 17

1) Margerin in: Ann. d. min. 2 sér. VII, 293. — Guenivau und Thibaut in: Karsten's Arch. 1 R. VI, 310, 375; XVIII, 183. — Lampad., Fortschr. 1839. S. 137. — Berthier, analyt. met. Chem., deutsch von Kersten. II, 404. — Rivot, Métallurgie du cuivre. 1859. p. 75.

2) Erzvorkommen: Cotta's Erzlagerst. II, 421.

unden gaargemacht, wobei etwa 50 Ctr. Gaarkupfer erlgen. (Analysen von Gaarschlacken Bd. I. S. 863.)

B. Zu Bouc[1]) im Departement der Rhonemündungen verschmilzt man, ähnlich wie zu Chessy, oxydische Erze, zueilen mit einem Silber- und Goldgehalt, aus Spanien, Kleinsien und Afrika entweder direct auf Schwarzkupfer, oder stet unreinere Erze zuvor, um fremde Metalle zu oxydiren nd dann beim Schmelzen in die Schlacke zu führen. Bouc.

C. Verschmelzen armer Erze zu Perm.[2]) In andstein eingesprengte Kupfererze[3]) (Malachit, Lasur, vaadinsaures Kupferoxyd, Kieselkupferhydrat, auch wohl geliegen Kupfer, selten Kupferkies) mit 1½ — 5 % Kupfer, lurchschnittlich 3 % Kupfer werden, da sie hauptsächlich isenhaltigen Letten und Quarz beigemengt enthalten, mit 30% Dolomit, reichen Schlacken vom Gaarmachen und Raffiniren und 20 — 25 % eigenen Schlacken in Halbhohöfen Bd. I. S. 443. Taf. IX. Fig. 216—218) verschmolzen, deren Construction eine kräftig reducirende Wirkung zulässt. Perm.

1) Rohschmelzen. Dabei wird das reducirte Eisen grossentheils gekohlt und sondert sich als Roheisen vom Kupfer, während nicht gekohltes Eisen letzteres verunreinigt. Jede Charge besteht aus 200 Kilogr. Beschickung und 89—90 Kilogr. Kohlen; Windpressung 0,035—0,040 Met.; Windmenge 7 bis Kilogr. pro Minute. Man verschmilzt in 1 Tag 3,684 bis ,502 Tonnen Erz à 1000 Kilogr. und erhält von 1 Tonne Erz mit 0,3 Tonnen Dolomit und 0,7 Tonnen Kohlen an ,032 Tonnen Schwarzkupfer mit 0,024 Tonnen Kupfer. Die chmelz- und Materialkosten pro Tonne Erz betragen 14,38 r. und sind in Folge der niedrigen Arbeitslöhne und des ohlfeilen Brennmaterials gering. Die Schmelzcampagnen auern an 40 Tage. Man sticht alle 24 Stunden die metallihen Massen ab, während die Bisilicatschlacke mit 54 bis 5 % Kieselsäure meist aus dem Vorherd abfliesst und sehr

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 243.

2) Choubine in: Ann. d. min. 1843. — Bgwfd. VII. 431; IX, 159; XIV, 605; XIX, 773. — Rivot. Métallurgie du cuivre. 1859. p. 86. — Percy. Metallurgy I. 433. — Leonhard, Hüttenerzeugnisse. 1858. S. 108.

3) Cotta's Erzlagerst. II, 548.

[redacted]



kupferarm ist. Die unreine Stechherdschlacke wird in einem Stück abgehoben, das **kupferhaltige Roheisen** mit Wasser besprengt, in Scheiben aus dem Herd gehoben und diese zerschlagen. Das **Schwarzkupfer** giesst man mit Kellen in Formen. Durch Vergrösserung der Schmelzöfen ist man zu einer grösseren Production und einer Ersparung an Brennmaterial gelangt.[1])

2) Das **kupferhaltige Roheisen**, bei gutem Ofengange mit 3 % Kupfer, gegen Ende der Campagne aber reicher, enthält nach CHOUBINE 75,97 Fe, 12,64 Cu, 1,99 Vd, 0,89 Al, 0,78 Mg, 2,51 Si und 3,03 C und wird nach demselben im Gaarherd verblasen, wobei neben Schwarzkupfer eine im Wesentlichen aus $\dot{\mathrm{F}}\mathrm{e}^{6}\ \dddot{\mathrm{S}}\mathrm{i}$ bestehende Schlacke mit $1/2$ % Kupfer erfolgt. Man erhält in 24 Stunden von 491 Kil. kupferhaltigem Roheisen 73,5 Kil. **Schwarzkupfer** und 564,9 Kil. **Schlacke**. Letztere wird im Erzofen mit unreinen Schlacken, Erzschlacken und Gaarschlacken verschmolzen auf **kupferhaltige Eisensauen** mit nicht über 30 % Kupfer (nach CHOUBINE mit 76,30 Fe, 19,90 Cu, 0,12 Vd, 0,43 Al, 0,83 Si, 0,73 C und 3,33 Schlacke) und Schlacke von der Zusammensetzung $\dot{\mathrm{R}}^{3}\ \dddot{\mathrm{S}}\mathrm{i}$. Die Eisensauen werden wie kupferhaltiges Roheisen behandelt.

Nach RIVOT wird das kupferhaltige Roheisen in einem Kupoloofen von 2 M. Höhe umgeschmolzen, die von einer Tonne in 24 Stunden mit 500 Kilogr. Kohlen erhaltene geschmolzene Masse immer eine Stunde lang ruhig stehen gelassen und dann das abgeschiedene Schwarzkupfer in einen Stechherd abgestochen, das Roheisen aber in Giessereipfannen laufen gelassen. Ersteres enthält etwa 80 % Kupfer und ist eisenreich, letzteres wird zur Giesserei verwendet. Die Kosten auf 1 Tonne kupferhaltiges Roheisen betragen 9,55 Fr. Man erhält jährlich aus 155 Tonnen kupferhaltigem Roheisen etwa 9 Tonnen Schwarzkupfer und 145 Tonnen zu vergiessendes Roheisen.

3) **Gaarmachen des Schwarzkupfers im Spleissofen.** (Taf. VI. Fig. 137, 138.) *a* Formen. *b* Stichöffnungen.

1) Oest. Ztschr. 1858. No. 51.

c Stechherde. *d* Arbeitsöffnung. *e* Schürloch. *f* Rost. *g* Herd, aus schwerem Gestübbe geschlagen, mit geringem Fallen nach *b* zu. 3200 Kilogr. Schwarzkupfer werden etwa 6 Stunden bis zum beginnenden Schmelzen stark erhitzt, dann bei constant erhaltener Feuerung während 6 Stunden völlig eingeschmolzen, nachdem vorher, sobald das Kupfer rothglühend geworden, der Wind mit 0,035 Met. Pressung (etwa 2 Kilogr. pro Min.) zugelassen. Nach stattgehabtem Einschmelzen stellt man den Wind ab, trägt durch die Arbeitsthür 400 Kilogr. kiesige Erze mit quarzigem Flussmittel ein, mengt diese unter die Schlacke auf der Oberfläche des Metalles und gibt bis zum Flüssigwerden etwa 3 Stunden starke Hitze. Dabei wird das in den Schlacken enthaltene oxydirte Kupfer geschwefelt und das Halbschwefelkupfer geht ins Kupfer, während gebildetes Halbschwefeleisen sich in den Schlacken auflöst. Diese werden vom Metallbade abgezogen, auf das Kupfer Wind geleitet und wiederholt Schlacke gezogen, deren Farbe und sonstiges Ansehen, sowie das eintretende Sprühen von entwickelter schwefliger Säure das Herannahen der Gaare andeuten, welche dann durch Schöpfproben erkannt wird (S. 406). Nach etwa 6 Stunden seit Wiederanlassung des Gebläses sticht man das Gaarkupfer in die Stechherde ab und schöpft es aus diesen in gusseiserne Formen über. Von einer Tonne Schwarzkupfer erfolgen mit 1,937 Tonnen Holz, 0,125 Tonnen Kies und 8,115 Fr. Kosten 0,840 Tonnen Gaarkupfer.

4) Hammergaarmachen im kleinen Herd. 370 Kilogr. Gaarkupfer werden in einem Herde von 0,65 M Durchmesser und 0,30 M. Tiefe bei einem Stechen der Form von 15° und 10 Kilogr. Wind pro Min. innerhalb 3—4 Stunden gegaart. Zum Dichtermachen des Kupfers fügt man wohl Quecksilbersublimat hinzu (S. 408). Von 1 Tonne Gaarkupfer erhält man mit 0,685 Tonnen Holzkohlen und 11,638 Fr. Kosten 0,920 Tonnen hammergaares Kupfer.

Aus 1 Tonne Erz gewinnt man 0,0262 Tonnen hammergaares Kupfer und 0,0230 Tonnen Giessereiroheisen mit 0,7315 Tonnen Holzkohlen, 0,066 Tonnen Holz und 15,213 Fr. Gesammtkosten. Trotz des bedeutenden Brennmaterial- und Zuschlagverbrauches, sowie der Menge Arbeitslöhne

zeigen sich diese Kosten doch verhältnissmässig gering, weil Materialien und Arbeitslöhne sehr wohlfeil sind.[1])

## III. Abschnitt.

## Verschmelzen von gediegenem Kupfer.

Zugutemachungsmethoden.

§. 86. **Allgemeines.** Von allen Kupfererzen kommt das gediegene Kupfer am seltensten zur alleinigen Verschmelzung. Bei grösseren Productionen und bei billigen, guten Steinkohlen empfiehlt sich dazu die Anwendung von Flammöfen, welche gleich hammergaares Kupfer liefern; andernfalls können sich Schachtöfen vortheilhafter erweisen. Beim Flammofenschmelzen lassen sich die auf dem Schwarzkupfer schwimmenden Schlacken dadurch theilweise entkupfern, dass man Kohle in dieselben einmengt; aber es wird dabei leicht zu viel Eisen reducirt, welches das Schwarzkupfer verunreinigt. Wirksamer ist es, einige Eisenstäbe, welche von den Seitenwänden des Gemäuers getragen werden, horizontal in die Schlacken einzulegen, wobei das verschlackte Kupferoxydul von Eisen reducirt wird, ohne dass letzteres ins Schwarzkupfer geht.

Beispiele.

§. 87. **Beispiele für die Verschmelzung von gediegenem Kupfer in Flammöfen.**

Detroit.

A. Hütte zu Detroit in Nordamerika.[2]) Man verarbeitet gediegenes Kupfer vom Obernsee (S. 293), welches in grössern Stücken und in Gestalt von verschiedenen Aufbereitungsproducten zur Anlieferung kommt.

1) Die Wände werden in Chargen von 4—5 Tonnen in einem Raffinirofen (Taf. VI. Fig. 139, 140) verschmolzen, dessen Herd aus 3 Lagen besteht, einem sehr fest gestampften Gemenge von Sand und Ziegelstücken *a* und aus feuerfestem, etwas thonigem und eisenhaltigem Sand *b* und *c*; *d* Einsatzthor, *e* Arbeitsthor, *f* Rost. Man schmilzt bei einer

1) Metallproduction am Ural im J. 1859: B. u. h. Ztg. 1862. S. 157, 362.
2) Rivot, Métallurgie du cuivre. 1859. p. 48. — B. u. h. Ztg. 1856. S. 341; 1859. S. 455. — Lamborn, Metallurgy of copper. 1860. p. 172.

öglichst reducirenden Flamme ein, zieht nach etwa 16 tunden die gebildete flüssige Schlacke, welche 3—4 % Kufer als Oxydul und 3—6 % als Granalien enthält, ab und isst zu dem Kupfer, welches Kohle aufgenommen hat, so nge Luft zutreten, bis sich eine hinreichende Menge Kupferxydul erzeugt hat. Dieses oxydirt den Kohlenstoff alsbald, ildet sich im Ueberschuss und muss durch Polen in gewöhncher Weise reducirt werden. Eine Charge dauert 24 Stunen und man erhält von den chargirten Mineralien bis 20 % chlacken und 76 % Kupfer, und von einer Charge von ,5—5 Tonnen Erz an 3—3,5 Tonnen Kupfer mit 2½ Ton. teinkohlen. Von einer Tonne Erz erfolgen bei 26 Fr. 50 ent. Hüttenkosten 0,750 Tonnen Kupfer und 0,200 Tonnen chlacken.

2) Die kleinen Stücke gediegenen Kupfers, unter den ochstempeln von den Gangarten fast gänzlich befreit, weren entweder mit den Wänden oder für sich in ähnlicher Veise verschmolzen, wie jene, nur dauert das Schmelzen läner, das Kupfer nimmt mehr Kohle auf, es fallen weniger chlacken und das Gaarmachen und Raffiniren dauert bei er grösseren Charge von 8 Tonnen länger, an 2 Tage, woei man etwa 5 Tonnen Steinkohlen verbraucht. Von 1 onne erhält man bei 37,626 Fr. Kosten 0,90 Tonnen tangenkupfer und 0,11 Tonnen Schlacken. Da die kleinen tücke oft viel gediegen Silber (S. 294) enthalten, so kann as Silber demnächst mit Vortheil aus dem Kupfer geschieen werden und empfiehlt sich deshalb eine separate Verchmelzung dieser Erzsorte oder, der Kosten wegen ein chmelzen mit den Massen.

3) Die Producte der Aufbereitung von den etzsieben und Herden werden in Chargen von 3 Ton. Flammöfen in 7 Stunden in Fluss gebracht, Schlacken ezogen, eine neue Charge eingebracht, diese ebenfalls einechmolzen, von den gebildeten Schlacken befreit und das upfer von beiden Chargen gaar gemacht und raffinirt. er Prozess dauert 24 Stunden und man erhält mit 3 Tonnen teinkohlen 3 Tonnen Stangenkupfer und 3 Tonnen Schlacken, der von 1 Tonne Erz mit 0,5 Tonnen Steinkohlen bei 28 Fr. osten 0,5 Tonnen Kupfer und 0,5 Tonnen Schlacken.

[redacted]



Die Hüttenkosten für 1 Tonne raffinirtes Kupfer betragen für Kupfer aus den 3 vorhergehenden Erzsorten resp. 45,33 Fr., 41,80 Fr. und 56 Fr.

4) Schlackenschmelzen im Schachtofen. Die Flammofenschlacken werden ohne Zuschläge in cylindrischen Krummöfen von 3 M. Höhe und 1 M. Weite mit nach der Abstichöffnung stark geneigter Sandsohle mit Anthracit auf Schwarzkupfer verschmolzen. Der Ofen hat 3 Formen 0,35 M. über dem Boden, und der Dichtigkeit des Brennmaterials entsprechend wird stark gepresster Wind von 0,09 M. Pressung bei 0,035 M. Formdurchmesser zugeführt. Man verschmilzt in 1 Tage 10 Tonnen Schlacken mit 2,75 Tonnen Anthracit, 0,40 Tonnen Holzkohlen und 199,7 Fr. Kosten auf 1 Tonne Schwarzkupfer mit 5 — 8 % Eisen. Die erfolgenden Schlacken werden abgesetzt.

Das Schwarzkupfer wird in Chargen von 4 Tonnen in 24 Stunden raffinirt bei einem Erfolg von 75 % Raffinade und 30 % Schlacken, welche wieder zum Schachtofenschmelzen kommen. Die Zugutemachungskosten von 1 Ton. Schlacken auf 0,085 Tonnen raffinirtes Kupfer betragen 23,224 Fr. bei einem Verbrauch von 0,282 Tonnen Anthracit, 0,042 Tonnen Holzkohlen und 0,112 Tonnen Steinkohlen. Mit Einschluss des Ausbringens aus den Flammofenschlacken erhält man von 1 Tonne Massen mit 0,522 Tonnen Steinkohlen, 0,025 Tonnen Holz und Kohlen, 0,056 Tonnen Anthracit und 31,145 Fr. Kosten 0,77 Tonnen Raffinade; aus 1 Tonne Schlieg mit 0,556 Tonnen Steinkohlen, 0,051 Tonnen Holz und Kohlen, 0,141 Tonnen Anthracit und 39,612 Fr. Kosten 0,55 Tonnen Raffinade. Zu diesen Kosten kommen noch die beträchtlichen Generalkosten.

Französische Hütten.

B. Auf französischen Hütten[1]) werden südamerikanische Erze (Corrocorroerze), welche gediegen Kupfer mit geringen Beimengungen von Rothkupfererz, Kupfercarbonaten, von Schwefelkupfer und zuweilen Arsenkies mit quarziger Gangart enthalten und 70—75 % raffinirtes Kupfer geben, mit reichen Schlacken und zuweilen Hammerschlag oder Schmiedeschlacken im Flammofen auf Schwarzkupfer verschmolzen,

1) Rivot, Métallurgie du cuivre. 1859. p. 36.

welches wie zu Detroit raffinirt wird. Die Erzschlacken werden entweder im Schachtofen umgeschmolzen oder durch Zusatz von Kohle oder eingelegte Eisenstäbe im Flammofen möglichst entkupfert (S. 574).

§. 88. Beispiel für die Verschmelzung von gediegenem Kupfer in Schachtöfen. Zur Saigerhütte Grünthal [1]) im sächsischen Erzgebirge werden Corrocorroerze (S. 293) oder Cuprobarillas auf Schwarzkupfer verschmolzen, welche unter dem Namen Sanderze in leinenen Säcken von 75 Pfd. Gewicht in den Handel kommen. Diese Erze, welche ein Aufbereitungsproduct zu sein scheinen, bestehen aus gediegenem Kupfer mit wenig Malachit, Rothkupfererz, Lasur und Atacamit mit Quarz und etwas Feldspath und halten 73—75 % Kupfer. Man beschickt 50 Ctr. zu einer Schicht ausgebreitete und angefeuchtete Sanderze mit 15 Ctr. hochsilicirten, erdenreichen, kupferarmen ($^1/_2$ %), aber arsenfreien alten Schlacken von Katharinenberg in Böhmen, 0,85 Ctr. Flussspath und 6 Ctr. Schlacken von der eigenen Arbeit, wobei aber — wohl in Folge des durch die Katharinenberger Schlacken zu sehr erhöhten Kieselerdegehaltes — eine so steife Schlacke entsteht, dass dieselbe durch die Spur ausgezogen werden muss. Grünthal.

Das Schmelzen erfolgt in 6 Fuss hohen Sumpföfen von 2 Fuss 10 Zoll Tiefe, 19 Zoll Weite hinten, 13 Zoll Weite vorn in der Formgegend und 3 Fuss Tiefe an der Gicht; Tiefe des Sumpfes im Ofen 10 Zoll. Die Formwand hat 2 Zoll Böschung, die Brustwand steht senkrecht. Eine Düse von $1^3/_4$ Zoll Durchmesser führt bei $5^1/_2$ ° Neigung Luft von 8 Lin. Pressung zu. Man schmilzt mit kurzer lichter Nase und heller Gicht und hält die Spur während des Schmelzens mit groben Kohlenstücken oder Brettstückchen bedeckt, damit die Schlacke flüssig bleibt und möglichst wenig Gase unter der Vorwand durch entweichen. Die Kupferabstiche erfolgen alle $^5/_4$ Stunden in eine gusseiserne Coquille von 18 Zoll Durchmesser, $2^1/_2$ Zoll Tiefe und 2 Zoll dicken Wänden, und man erhält Kupferscheiben von 1 — $2^1/_2$ Zoll Dicke und 1 — $1^1/_2$ Ctr.

1) Handschriftliche Mittheilungen des schwedischen Berg- und Hütteningenieurs Dr. F. Stapff.

[redacted]



Gewicht. Die Coquillen springen gewöhnlich beim ersten Guss und werden dann durch eiserne Reifen zusammengehalten. Durch diese Art des Abstechens spart man das Scheibenreissen und erhält mehr gleichmässige, reinliche Schwarzkupferscheiben. In 24 Stunden werden 41,25 Ctr. Sanderz in 253 Sätzen verschmolzen, wobei ein Satz von $23\frac{1}{2}$ Pfd. von $12\frac{1}{2}$ Pfd. Holzkohlen getragen wird. Eine Schmelzcampagne dauert 8 — 12 Tage. Man erhält aus dem Erz 70 % Schwarzkupfer mit 95 % Kupfer und Schlakken mit 6 — 8 % meist mechanisch eingeschlossenem Kupfer, welche letzteren theils in die Arbeit zurückgehen, theils für ein besonderes Schmelzen aufbewahrt werden. Das Schwarzkupfer wird im Flammofen raffinirt und gibt incl. Schlackenkupfer 90 % raffinirtes Kupfer, in seinen Eigenschaften dem Paschkoffkupfer gleich. Der Raffinirofen fasst 45 bis 50 Ctr. und wird mit Braunkohlen und schlechten Steinkohlen gefeuert. Die feuerfesten Steine bereitet man aus gepochtem, durch ein Sieb mit etwa $\frac{1}{4}$ Zoll weiten Löchern geworfenen Quarz, welcher mit wenig dünn angerührtem Thon sehr innig gemengt und dann zu Ziegelsteinen geformt wird. Diese werden sehr gut an der Luft getrocknet, schwach gebrannt, beim Vermauern auf einander gerieben und mit sehr wenig Cement in den Fugen lutirt, welcher aus feinen Quarzkörnern mit etwas Thon besteht. Solche Steine haben Aehnlichkeit mit den Dinas [1]) (S. 479).

Beim Raffiniren arsenhaltiger Kupfer erfolgt arsenikalischer Gaarkrätz, welcher zur Verbesserung des daraus darzustellenden Kupfers in kleinen Stadeln mit Holz- und Kohlenabfällen geröstet und dann durch Auslaugen von arseniger Säure befreit wird. Man wiederholt den Prozess 2 — 3 mal.

## II. Abtheilung.

## Zugutemachungsmethoden auf nassem Wege.

Anwendbarkeit d. nassen Weges für kupferarme Erze.

§. 89. **Allgemeines.** Der nasse Weg zur Kupferextraction wird gewählt, wenn der trockne Weg wegen

1) Tunner's Ber. über d. London. Weltindustr.-Ausst. von 1862. Wien 1863. S. 23.

Kupferarmuth und ungünstiger Verhältnisse hinsichtlich der Beimengung fremder Substanzen keine ökonomisch günstigen Resultate gibt. Am geeignetsten für solche Prozesse auf nassem Wege sind arme oxydische Erze mit quarzigen Beimengungen, welche bei der Aufbereitung grosse mechanische Verluste und bei der Verschmelzung solche durch Verschlackung unter sehr bedeutendem Aufwand an Brennmaterial geben würden. Es können jedoch auch arme geschwefelte Erze mit Vortheil auf nassem Wege zugutegemacht werden, wenn bei inniger Mengung mit anderen Schwefelungen oder feiner Einsprengung in die Gangarten eine Aufbereitung nicht möglich ist und auch in Folge zu bedeutenden Aufwandes an Brennmaterial, grosser Verluste durch Verschlackung und complicirter Prozesse der trockne Weg nicht lohnt. Enthalten z. B. arme geschwefelte Erze die beigemengten Erdarten in solchem Verhältnisse, dass sie ohne Weiteres eine gute Schlacke geben (Mansfelder Kupferschiefer) oder Quarz mit Schwefelkies, welcher beim Rösten die Basis für die Kieselerde liefert (Fahlun, Röraas), so lassen sich solche armen Erze bei billigen Brennmaterialien noch vortheilhaft verschmelzen, nicht aber, wenn sie vorwaltend nur Quarz beigemengt enthalten; dann kann der nasse Weg noch zu Gewinn führen. Einen wesentlichen Einfluss übt dabei der Gehalt der Erze an in Säuren löslichen Substanzen (Kalk, Spatheisenstein) aus, so dass sich erfahrungsmässig z. B. oxydirte Erze mit unlöslicher Gangart bei $^1/_2$ % Kupfer vortheilhafter auf nassem Wege bearbeiten lassen (Linz, Stadtbergen), als solche mit $2^1/_2$ % Kupfer und einigen Procenten Kalk [kupferschüssiger Sandstein der Eifel[1]) und zu Twiste[2]) im Waldeckschen].

Noch ist das Problem nicht völlig gelöst, kalkigen Erzen mit Vortheil durch Säuren ihren Kupfergehalt zu entziehen; die zu diesem Zwecke unternommenen Versuche laufen darauf hinaus, billigere Extractionsmittel (schwefelsaures Eisenoxyd, Eisenchlorür und Chlorid etc.) anzuwen- Einfluss e[s] Kalkgeha[lts] der Erz[e]

1) Juno in: B. u. h. Ztg. 1862. S. 229.
2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 412; 1860. S. 27, 111; 1862. S. 191.

[redacted]



den, oder den Kalk vor der Behandlung des Erzes mit Säuren zu entfernen. In letzterer Beziehung verdienen die Vorschläge von BISCHOFF[1]) und PORTH[2]) Beachtung. Ersterer hat mit gutem Erfolg versucht, durch Glühen der Erze mit kohligen Substanzen das Kupfer in den metallischen Zustand überzuführen und dann den Kalk durch Windseparation abzuscheiden.

W. und E. PORTH zerschlagen die oxydischen Erze in wallnussgrosse Stücke, glühen dieselben in einem Schacht- oder Flammofen, wobei das Kupferoxyd grossentheils in metallisches Kupfer, der kohlensaure Kalk in Aetzkalk übergeht. Die Erze werden dann mit Wasser angerührt, wobei sich der Kalk theils auflöst, theils aber längere Zeit im Wasser suspendirt bleibt und sich durch Schlämmen abscheiden lässt.

Anwendbarkeit d. nassen Weges für kupferreichere Substanzen.

Zuweilen kommt der nasse Weg auch für kupferreichere Erze und Producte (Fahlerze, Leche, Schwarzkupfer) in Anwendung, wo es sich dann meist aber um eine gleichzeitige Silbergewinnung handelt (Hütte zu Caronte in Frankreich im Rhonedepartement, Freiberg, Oker, Mansfeld, Fahlun).

Die bei der hydrometallurgischen Kupfergewinnung vorkommenden Operationen sind hauptsächlich nachstehende:

Hydrometallurgische Operationen. Lösen des Kupfers.

A. Die Versetzung des Kupfers in löslichen Zustand. Um das Kupfer aus Erzen und Producten zu extrahiren und in lösliche Form zu bringen, aus welcher sich dasselbe abscheiden lässt, wendet man hauptsächlich folgende Mittel an:

Lösungsmittel. Wasser.

1) Wasser, bei vorhandenem schwefelsauren Kupferoxyd. Dasselbe bildet sich:

a) beim Verwittern[3]) kupferkieshaltiger Schwefelkiese um so leichter, je mehr Fe dieselben enthalten und je weniger dicht sie sind. Kupferkies zersetzt sich schwerer.

1) Oest. Ztschr. 1860. No. 5. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 419.
2) STAMM, neueste Erfindungen. 1862. No. 1.
3) Chemische Vorgänge beim Verwittern: HAUCH in: Oest. Ztschr. 1860. S. 290. — STROHMEYER in: B. u. h. Ztg. 1856. S. 219. — JUNG in: B. u. h. Ztg. 1861. S. 394.

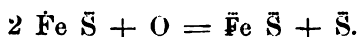
Findet in den Grubenräumen in Folge atmosphärischer Action (Wärme, Feuchtigkeit und Luftzug) eine Vitriolisirung kiesiger Erze, darauf eine Auslaugung der Vitriole durch Grubenwasser statt, so nennt man die entstandenen Lösungen **natürliche Cementwässer** (von ihrer kittenden Eigenschaft in Berührung mit Luft so genannt). Solche Wässer werden zu Tage gehoben und entkupfert, oder dies geschieht in der Grube [Schmöllnitz[1]), Wicklow[2]), Maidanpek[3]), Riotinto[4]), Insel Anglesea[5]), Rammelsberg[6])]. Zuweilen lässt man auch über Tage zu Halden aufgestürzte Erze verwittern und laugt sie mit Wasser aus oder lässt sie durch Regen, schmelzenden Schnee etc. extrahiren [Schmöllnitz[7]), Riotinto[8]), Rammelsberg].

Beim Verwittern eines Gemenges von Schwefelkies, Kupferkies, Arsenschwefelkobalt und Arsenschwefelnickel [Siegener Kobalterze[9])] wird zunächst das Schwefeleisen zerlegt:



$$\overline{\text{Fe}} + 7\,\text{O} = \dot{\text{Fe}}\,\dddot{\text{S}} + \dddot{\text{S}} \text{ u. } \overline{\overline{\text{Fe}}} + 11\,\text{O} = 2\,\dot{\text{Fe}}\,\dddot{\text{S}} + \dddot{\text{S}}.$$

Bei Luftzutritt geht das Eisenoxydulsalz in basisches Oxydsalz über, und zwar Eisenchlorür leichter als schwefelsaures Eisenoxydul, weshalb man wohl zum verwitternden Erz etwas Chlorcalciumlösung setzt:



$$2\,\dot{\text{Fe}}\,\dddot{\text{S}} + \text{O} = \ddot{\overline{\text{Fe}}}\,\dddot{\text{S}} + \dddot{\text{S}}.$$

Die Bildung von Kupfervitriol wird alsdann durch die freie Schwefelsäure begünstigt:



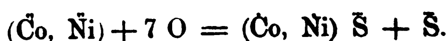
$$\dot{\text{Cu}} + 5\,\text{O} + \dddot{\text{S}} = 2\,\dot{\text{Cu}}\,\dddot{\text{S}}.$$

Zuletzt werden $\dot{\text{Co}}$, $\dot{\text{Ni}}$, Co $\text{As}^2$ und Ni $\text{As}^2$ unter Bildung von schwefelsauren und arsensauren Salzen ebenfalls unter Beihülfe der freien Schwefelsäure oxydirt:

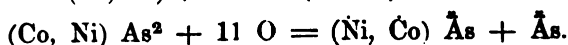
1) Hauch in: Oest. Ztschr. 1853. S. 119; 1860. S. 273. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 326.
2) B. u. h. Ztg. 1858. S. 25.
3) B. u. h. Ztg. 1857. S. 3.
4) B. u. h. Ztg. 1861. S. 287, 302.
5) Dumas, angew. Chem. IV, 230.
6) Kerl, der Commun. Unterharz. 1853. S. 21.
7) Oest. Ztschr. 1860. S. 274.
8) B. u. h. Ztg. 1861. S. 303.
9) B. u. h. Ztg. 1861. S. 394.

[redacted]



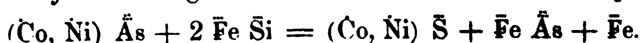


$$(\ddot{C}o, \ddot{N}i) + 7\,O = (\dot{C}o, \dot{N}i)\,\dddot{S} + \dddot{S}.$$



$$(Co, Ni)\,As^2 + 11\,O = (\dot{N}i, \dot{C}o)\,\ddot{\ddot{A}}s + \ddot{\ddot{A}}s.$$

Letztere Salze setzen sich mit basisch schwefelsaurem Eisenoxyd um und geben lösliche Nickel- und Kobaltsulphate:



$$(\dot{C}o, \dot{N}i)\,\ddot{\ddot{A}}s + 2\,\bar{F}e\,\dddot{S}i = (\dot{C}o, \dot{N}i)\,\dddot{S} + \bar{F}e\,\ddot{\ddot{A}}s + \bar{F}e.$$

Auf diese Reactionen ist nach W. JUNG ein Verfahren basirt, aus den Siegener Kobalterzen auf nassem Wege Kupfer, Kobalt und Nickel zu gewinnen.

Kommt es darauf an, das Kupfer durch ein schnelleres Verfahren vollständiger auszubringen, so werden die Erze statt der Verwitterung

b) einer Verröstung unterworfen und dann ausgelaugt. Vom Verhalten eines Gemisches von Kupfer- und Schwefelkies beim Rösten war Bd. I. S. 25, 68, 72 die Rede.[1])

Man röstet die Erze oder Leche entweder im gepulverten Zustande in Flammöfen [BANKART's und BISCHOFF's Methode[2])], in Stadeln [Schmöllnitz[3]), Mühlbach[4])], in Haufen [Schmöllnitz[5]), Riotinto[6])], zuweilen bei Kernröstung [Agordo[7]), S. Wicklow[8])], seltener in Schachtöfen [Linz, GOSSAGE's Methode[9])]. MARKUS[10]) empfiehlt, Kupferschlacken, welche Schwefelkupfer enthalten, zu rösten und auszulaugen, und auf den SMJEFFSSKY schen Hütten[11]) hat GUERNGROSS Kupferbleisteine auf diese Weise extrahirt NEWTON[12]) hat ein ähnliches Verfahren für gold- und silber-

1) Chemische Vorgänge beim Rösten der Agordoer Kiesstöckel in: Oest. Ztschr. 1862. No. 23.

2) B. u. h. Ztg. 1852. S. 354; 1856. S. 219; 1862. S. 328. — PERCY, Metallurgy. I, 447. — Oest. Ztschr. 1860. S. 310.

3) Oest. Ztschr. 1861. S. 41, 57.

4) Oest. Ztschr. 1861. S. 41, 51.

5) Oest. Ztschr. 1860. S. 327.

6) B. u. h. Ztg. 1861. S. 289.

7) Oest. Ztschr. 1860. S. 334. — B. u. h. Ztg. 1856. S. 210, 227. 1860. S. 439; 1862. S. 129. — Bgwfd. XIX, No. 12, 17.

8) B. u. h. Ztg. 1858. S. 25.

9) B. u. h. Ztg. 1860. S. 256.

10) Oest. Ztschr. 1857. S. 323.

11) B. u. h. Ztg. 1852. S. 503.

12) B. u. h. Ztg. 1845. S. 1072.

haltige Kupfersteine angegeben. Im Mansfeldschen wurden früher geröstete Spursteine extrahirt, die Lauge mehrmals auf Vitriol versotten und aus der dritten Mutterlauge das Kupfer durch Eisen niedergeschlagen. In Cornwall[1]) wird aus den Waschwassern von gerösteten kiesigen Zinnerzen durch Eisen Kupfer ausgeschieden. DAEHNE[2]) verwandelt in abgerösteten Kiesen das Kupferoxyd durch Glühen mit Eisenvitriol in schwefelsaures Salz.

Da die Röstung grosse Schwierigkeiten hat, wenn allein schwefelsaure Salze erzeugt werden sollen, indem sich bei Mangel an Schwefelkies oder bei Anwendung zu hoher Temperatur viel in Wasser unlösliches Kupferoxyd bildet, so zieht man es meist vor, die geschwefelten Erze möglichst vollständig abzurösten und dann das gebildete Kupferoxyd nach den folgenden Methoden mit Säuren oder sonstigen Auflösungsmitteln zu behandeln, wobei noch vorhandene Schwefelmetalle meist nur wenig angegriffen werden.

2) Verdünnte Salzsäure oder Schwefelsäure. Die Anwendung der einen oder anderen Säure richtet sich häuptsächlich nach den Localpreisen; Schwefelsäure wird jedoch seltener angewendet, weil sie Veranlassung zur Bildung von unlöslichen basischschwefelsauren Eisensalzen gibt, welche das Cementkupfer stark verunreinigen können. Dagegen besitzt die verdünnte Schwefelsäure den Vorzug, dass sie in gerösteten geschwefelten Erzen das Kupferoxyd leicht auflöst, aber das Eisenoxyd schwieriger, während sich letzteres in Salzsäure leichter löst (Bd. I. S. 54), auch ausserdem ein zu verwerthendes Nebenproduct, Eisenvitriol, entsteht. Concentrirtere Schwefelsäure im Ueberschuss greift nach MITSCHERLICH[3]) auch das Eisenoxyd stark an. Im Allgemeinen wird Salzsäure als ein verhältnissmässig billigeres, oft sogar lästiges Nebenproduct der Sodafabriken, häufiger angewandt, als Schwefelsäure. Verdünnte Säuren

a) Oxydirte Erze werden mit Schwefelsäure behandelt, z. B. bei Marseille[1]) reiner Malachit auf Kupfervitriol,

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 207; 1862. S. 145.
2) Polyt. Centr. 1861. S. 1020.
3) B. u. h. Ztg. 1861. S. 364.

[redacted]



Sangerhäuser Sanderze (ohne Erfolg wegen zu bedeutenden Kalkgehalts); mit Salzsäure z. B. zur Sterner Hütte[2]) bei Linz am Rhein (S. 441), zu Stadtbergen[3]) in Westphalen, zu Twiste[4]) im Waldeckschen (Selbstkosten höher, als der Werth des ausgebrachten Kupfers; der Sandstein enthält 1 % Kupfer und 2 % kohlensauren Kalk), Friedrich-Wilhelm-Hütte[5]) bei Commern (kalkige Erze mit 0,9 % Kupfer und 4 % Kalk nicht mit Vortheil zu extrahiren), Alderley Edge[6]) (arsensaures, phosphorsaures, kohlensaures und reines Kupferoxyd). Rothkupfererz setzt man zweckmässig mit Säure getränkt einige Zeit der Luft aus, wobei schnell lösliches Kupferoxydsalz gebildet wird. Kieselmalachit und phosphorsaures Kupferoxyd (Virneberg) werden von verdünnter Schwefel- und Salzsäure schwerer angegriffen, als andere Kupfersalze, und bei einem Gehalt daran entstehen kupferreichere Rückstände. Durch einen Kochsalzzusatz bei Anwendung von Salzsäure wird die Löslichkeit des Kupferchlorürs durch Bildung eines leichtlöslichen Natrondoppelsalzes befördert.

b) Geröstete Erze und Producte (Leche) werden, damit das gebildete Eisenoxyd möglichst im Rückstande bleibt, häufiger mit Schwefelsäure behandelt, — z. B. bei Levis' und Robert's[7]) Methode (Röstung von Erzen in Schachtöfen), Behandlung der Rückstände von der Fahlerzschwarzkupfer-Amalgamation mit Schwefelsäure zu Schmöllnitz[8]) (wobei Eisenoxyd, antimonsaure Oxyde und edle Metalle im Rückstande bleiben), gerösteter silberhaltiger

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 243.
2) Berggeist. 1858. S. 566, 662. — B. u. h. Z. 1860. S. 191. — Rivot's Kupferhüttenkunde, deutsch v. Hartmann. 1860. S. 275, 280, 284, 301.
3) Bgwfd. XIX, 232, 262.
4) B. u. h. Ztg. 1859. S. 412; 1860. S. 27, 111; 1862. S. 191. — Berggeist. 1859. No. 48; 1861. No. 55.
5) B. u. h. Ztg. 1862. S. 140, 229.
6) Schles. Wochenschr. 1861. No. 2. — Oest. Ztg. 1861. S. 30. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 18.
7) B. u. h. Ztg. 1858. S. 217. — Oest. Ztschr. 1858. S. 248. — Berggeist. 1858. No. 11.
8) Oest. Ztschr. 1859. S. 331; 1860. S. 351.

upferconcentrationsstein in Freiberg[1]), — als mit Salzure, z. B. zu Linz, bei ESCALLE's Prozess[2]) (Rösten n Fahlerzen erst für sich, dann mit Zusatz von Salzsäure i Flammofen[3]), um Kupferchlorid zu bilden und Chlorannon und Chlorarsen zu verflüchtigen, Extraction des Kupfers id Fällung durch Schwefelcalcium), TRIPLIER's Methode[4]) Rösten von Fahlerz mit oder ohne Wasserdampf, Extracon des Kupfers mit Salzsäure etc.), SPENCE's Verfahren[5]) Rösten des Erzes in einem Flammofen, wobei zur möglichst illständigen Ausnutzung der Hitze und zur Befreiung der bildeten schwefligen Säure von einem Luftüberschuss das rz allmälig dem Luftstrom entgegengeschoben wird[6]), Beandlung des Röstgutes mit Salzsäure, in welcher Natronlpeter aufgelöst ist].

Unzersetzte Schwefelungen im Röstgute werden von rdünnten Säuren nicht angegriffen; befeuchtet man aber ingepulverte Schwefelungen, z. B. Kupferglanz, mit conntrirter Salzsäure und lässt die Masse bei Luftzutritt einige Tochen liegen, so oxydirt sich der Kupferglanz vollständig. hwefelsäure wirkt auf diese Weise viel langsamer.[7])

Zu Schemnitz[8]) wird bei Entsilberung der Rohsteine ich ZIERVOGEL's Methode gleichzeitig mittelst verdünnter hwefelsäure das Kupfer ausgezogen.

c) Schwarz- und Gaarkupfer. Zur Gewinnung nes Nickelgehaltes [Mansfeld[9])] oder eines Gold- und lbergehaltes [Oker[10]), Fahlun, Moldova] werden graulirte Kupfer mit verdünnter Schwefelsäure bei Luftzutritt handelt (Bd. I. S. 53). Zuweilen verwandelt man nach

1) LORENZ, Stammbaum zu den Freiberger Hüttenprozessen. 1861. — LAMBORN, Metallurgy of copper. 1860. p. 197.
2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 243. — PERCY, Metallurgy. I. 460.
3) Oest. Ztschr. 1860. S. 341.
4) B. u. h. Ztg. 1852. S. 544. — Oest. Ztschr. 1857. S. 279.
5) B. u. h. Ztg. 1862. S. 148.
6) DINGL., Bd. 164. S. 449.
7) B. u. h. Ztg. 1862. S. 175.
8) Bericht über die 2te Versammlung von Berg- u. Hüttenmännern in Wien. 1862. S. 90.
9) B. u. h. Ztg. 1859. S. 371; 1861. S. 67, 471.
0) B. u. h. Ztg. 1859. S. 165.

[redacted]



dieser Methode altes Kupfer in Kupfervitriol.[1]) Auch röstet man wohl das Kupfer vor der Auflösung in Schwefelsäure mit 2—3 % Kochsalz.[2])

Saure Dämpfe.

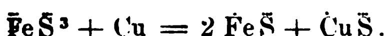
3) Schwefligsaure und salzsäure Dämpfe gemeinschaftlich mit Wasserdampf. Werden kupferhaltige Schwefelkiese zur Schwefelsäurebereitung benutzt und wird mittelst letzterer am Erzeugungsorte Soda dargestellt, so lässt man wohl die dabei als Nebenproduct entstehenden salzsauren Dämpfe gemeinschaftlich mit Wasserdampf auf die gerösteten Kiese einwirken [CLEMENT's Methode[3])]. Häufiger setzt man oxydische [Stadtbergen[4])] oder geröstete kiesige Erze [früher zu Linz[5]) am Rhein] direct schwefligsauren und Wasserdämpfen aus, welche erstere durch Röstung von Zinkblende erzeugt, bei Anwesenheit von Luft durch Contactwirkung in Schwefelsäure übergehen und schwefelsaure Salze bilden (Bd. I. S. 20). BIRKMYRE[6]) lässt auf feingemahlene ungeröstete Kupferkiese schwefligsaure Dämpfe vom Rösten der Schwefelkiese wirken. Zu Stadtbergen[7]) wendet man jetzt statt der schwefligsauren Dämpfe für die ärmsten Erze Salzsäure an, indem sich Erze unter 1 % Gehalt der Transportkosten von den Gruben wegen nicht mehr nach der alten Methode mit Vortheil verarbeiten lassen. Die Auslaugung mit Salzsäure geschieht in unmittelbarer Nähe der Gruben. Zu Linz wird jetzt nur Salzsäure zur Extraction angewandt.

Die Anwendung der flüssigen Salzsäure hat vor der Benutzung von schwefligsauren Dämpfen nachstehende Vortheile: einfachere und billigere Apparate, die Unabhängigkeit der Zugutemachung armer Kupfererze von der anderer geschwefelter Erze und die Durchführung sämmtlicher Ope-

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 39.
2) Oest. Ztschr. 1857. S. 282, 289.
3) Berggeist. 1858. S. 203. — Polyt. Centr. 1857. No. 15.
4) Ann. d. min. 1842. livr. 1. p. 1842. — Bgwfd. VI, 417. — B. u. h. Ztg. 1856. S. 218.
5) Berggeist. 1858. S. 566; 1859. No. 4. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 107, 223, 438; 1860. S. 27, 191. — Oest. Ztschr. 1857. S. 277; 1860. S. 351.
6) Bgwfd. XII, 669.
7) Bgwfd. XIX. 232, 262.

rationen bei gewöhnlicher Temperatur; dagegen werden geröstete Erze durch die schwefligsauren Dämpfe vollständiger aufgeschlossen, als durch Salzsäure bei gewöhnlicher Temperatur und man erhält aus den Cementirlaugen ein zu verwerthendes Nebenproduct, den Eisenvitriol.

4) Saure, schwefelsaures Eisenoxyd enthaltende Flüssigkeiten. Nach STROHMEYER[1]) verwandelt schwefelsaures Eisenoxyd sowohl metallisches, als auch oxydirtes und geschwefeltes Kupfer in Sulphat: Mutterlaugen.



$$\bar{F}e\dddot{S}^3 + Cu = 2\dot{F}e\dddot{S} + \dot{C}u\dddot{S}.$$



$$\bar{F}e\dddot{S}^3 + \bar{C}u + \dot{H} = 2\dot{C}u\dddot{S} + \bar{F}e\dddot{S} + H.$$



$$\bar{F}e\dddot{S} + \dot{C}u = \dot{C}u\dddot{S} + \bar{F}e\dddot{S}^2.$$

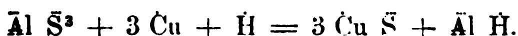


$$2\bar{F}e\dddot{S}^3 + \bar{C}u = 4\dot{F}e\dddot{S} + 2\dot{C}u\dddot{S} + S.$$

Auch schwefelsaures Eisenoxydul und Thonerde wirken auflösend auf Kupferoxyd:



$$3\dot{F}e\dddot{S} + \dot{C}u + \dot{H} = \dot{C}u\dddot{S} + \dot{F}e\dddot{S} + \bar{F}e\dddot{S} + H.$$



$$\bar{A}l\dddot{S}^3 + 3\dot{C}u + \dot{H} = 3\dot{C}u\dddot{S} + \bar{A}l\dot{H}.$$

Auf diesen Reactionen beruht die Anwendung von schwefelsauren Cementationsmutterlaugen, aus denen zuvor Eisenvitriol als Nebenproduct abgeschieden, zur Kupferextraction aus oxydischen Erzen [früher zu Linz[2]), Stadtbergen] oder gerösteten Erzen [Versuche zu Schmöllnitz[3])]. Die Reaction ist um so energischer, je reicher die Lauge an Eisenoxydsalz und je mehr das Erz Kupferoxyd enthält; auf Schwefelkupfer, namentlich bei einer Verbindung desselben mit Schwefeleisen, ist die Wirkung schwächer, weshalb bei kiesigen Erzen ein Todtrösten anzuempfehlen ist. Ausser dem Eisensalz übt auch die in den Mutterlaugen enthaltene freie Säure eine solvirende Wirkung.

5) Chloration ohne Anwendung von verdünnter Salzsäure. Obgleich die Salzsäure von allen Säuren meist die billigste ist, so ist der Transport einer solchen mit Wasser stark verdünnten Flüssigkeit eine Unannehmlichkeit. Chloratio

1) B. u. h. Ztg. 1856. S. 226. — Oest. Ztschr. 1860. S. 293.
2) RIVOT, Metallurgie des Kupfers, deutsch v. HARTMANN. 1860. S. 280, 284, 314.
3) Oest. Ztschr. 1860. S. 356, 366.

[redacted]



Man ist deshalb bemüht gewesen, die Salzsäure durch trockene oder flüssige Substanzen zu ersetzen, welche ihren wirksamen Bestandtheil in concentrirterer Form enthalten. Als solche Mittel, welche auch die Extraction kalkiger und eisenspäthiger Erze zulassen können, sind besonders Kochsalz, Eisenchlorür und Eisenchlorid entweder auf trockenem oder auf nassem Wege oder auf beiden zugleich in Anwendung gebracht. Letztere beiden Agentien werden hauptsächlich in Gestalt von Mutterlaugen verwandt, welche bei der Niederschlagung des Kupfers aus salzsaurer Lösung durch Eisen erfolgen, z. B. zu Linz[1]) behuf Ausziehung des Kupfers aus durch Salzsäure bereits extrahirten, aber noch zu reichen Rückständen, welche man unter öfterem Begiessen mit der Mutterlauge einige Zeit an der Luft liegen lässt. Man lässt die Laugen zu diesem Zwecke einige Zeit an der Luft stehen, wobei sie dann unter Abscheidung eines unlöslichen basischen Eisenchloridsalzes ein Gemisch von Eisenchlorür und Eisenchlorid geben, letzteres durch höhere Oxydation des Chlorürs an der Luft entstanden.

Wirkung des Eisenchlorürs u. Chlorids.

H. Meyer[2]) hat das Verhalten von Eisenchlorür und Eisenchlorid gegen die in den oxydirten Kupfererzen gewöhnlich vorkommenden basischen Körper, die Umstände bei der höheren Oxydation des Eisenchlorürs an der Luft für sich und bei Gegenwart von Kupferchlorid und den hiebei stattfindenden Verlust an löslicher Salzsäure durch die Abscheidung basisch salzsaurer Eisenoxydsalze ermittelt. Eisenchlorür setzt sich mit kohlensaurem Kalk zu Chlorcalcium und etwas Salzsäure haltendem Eisenoxydhydrat um und zerlegt sich bei Luftabschluss mit kohlensaurem Kupferoxyd wie folgt: $4\,Fe\,Cl + 3\,\dot{C}u^2\,\ddot{C} = 2\,Cu^2\,Cl + 2\,Cu\,Cl + 2\,\overline{\dddot{F}}e + 3\,\ddot{C}$. Bei der Oxydation des Eisenchlorürs an der Luft gehen $6\,Fe\,Cl + 3\,O$ in $2\,Fe^2\,Cl^3 + \overline{\dddot{F}}e$ über. Von Eisenchlorid zerlegt 1 Atom 3 Atome kohlensauren Kalk ($Fe^2\,Cl^3 + 3\,\dot{C}a\,\ddot{C} = 2\,Ca\,Cl + \overline{\dddot{F}}e + 3\,\ddot{C}$), welche Ermittlung bei Extraction kalki-

1) Rivot's Kupferhüttenkde., deutsch v. Hartmann. S. 304.
2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 182.

Erze in Rücksicht kommt, und setzt sich mit kohlen-
·em Kupferoxyd in nachstehender Weise um: $(3\ \dot{C}u^2$
$+$ aq) $+ 2\ Fe^2\ Cl^3 = 6\ Cu\ Cl + 2\ \bar{\bar{F}}e + 3\ \ddot{C}$. Das
llte Eisenoxydhydrat (im Vorhergehenden nur als Eisen-
d bezeichnet) hält immer etwas Kupfer und Chlor zu-
k; beide gehen für die Extraction verloren. Auch me-
lisches Kupfer wird von Eisenchlorid in löslichen Zu-
ıd übergeführt.

a) Chloration auf nassem Wege und zwar: Nasse Chloration.

α) durch Eisenchlorür und Chlorid. Zu Linz
588) dienen Cementationsmutterlaugen zur Extraction
Kupfers; MUEHLHEN [1]) röstet eisenspäthige kiesige Kupfer-
e mit 1--4 % Kupfer im Flammofen todt, fügt gegen
le der Röstung Holzkohlenlösche, Koksklein oder Säge-
ne hinzu, um das Kupferoxyd in metallisches Kupfer
verwandeln, und extrahirt letzteres mit Eisenchloridlösung,
che nach der Fällung des Kupfers durch Eisen und nach
scheidung basischer Eisenoxydsalze aus der Lauge re-
irt. GOSSAGE [2]) extrahirt geröstete kupferarme Schwefel-
se erst mit Wasser, dann mit Eisenchlorid und Salzsäure.

β) Durch Kochsalzlösung. RICHARDSON [3]) befeuchtet
ıgemahlenen Kies mit 10 % Kochsalz in Lösung oder mit
erwasser, breitet die Masse aus, sticht sie öfters um, lässt
Temperatur nicht unter 27° fallen, aber auch nicht zu
h steigen, setzt, wenn die Masse trocken, abermals Koch-
zlösung zu und laugt schliesslich die Masse aus. Aehn-
ı wie Kochsalz wirkt Salmiak.[4]) Es bildet sich Kupfer-
orür, welches an der Luft bald in schön hellgrünes Oxy-
orid übergeht. Dieses löst sich in Salzsäure mit brauner
rbe.

b) Chloration auf trocknem Wege durch Rösten Trockne Chloration.
t Kochsalz. Das Kochsalz ist schon in früheren Zeiten,
B. von ORSCHALL, zum Ausbringen des Kupfers aus seinen
zen angewendet. LONGMAID [5]) röstete Cornwaller Kiese

1) Berggeist. 1860. No. 3. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 439.
2) B. u. h. Ztg. 1860. S. 256.
3) B. u. h. Ztg. 1861. S. 8.
4) DINGL., Bd. 164. S. 185.
5) TUNNER's Jahrb. 1852. S. 157.

mit Kochsalz und extrahirte das Röstgut mit Kochsalzlösung zur Kupfer- und Silbergewinnung. MAUMENÉ [1]) röstet silber- und kupferhaltige Kiese mit Steinsalz, extrahirt die löslichen Kupfersalze mit Wasser und zieht aus dem Rückstand mit Kochsalzlösung das Chlorsilber aus. Aus den Lösungen fällt man Silber und Kupfer durch Eisen, calcinirt den Niederschlag und zieht das Kupferoxyd durch Schwefelsäure aus. Die chemischen Vorgänge, welche beim Rösten verschiedener Substanzen mit Kochsalz hervorgebracht werden, sind von PLATTNER (Bd. I. S. 62) gründlich erörtert.

BECCHI und HAUPT's Methode.

In neuerer Zeit ist die Chlorationsmethode besonders durch BECCHI und HAUPT [2]), in England und Nordamerika von HAEHNER [3]) patentirt, zur Geltung gebracht und im Grossen auf der Hütte zu Capannevecchia bei Massa Maritima in Toskana ausgeführt. Kupferkiese mit $1\frac{3}{4}$ bis 2 % Kupfer und quarziger Gangart werden in Haufen geröstet, gemahlen, im Flammofen $2\frac{1}{2}$ — 3 Stunden geröstet, dann je nach dem Kupfergehalt 2 — 8 % Kochsalz hinzugefügt und noch 10 — 12 Min. geröstet. Hierbei soll das Kupferoxyd, ohne durch Kochsalz zersetzt zu werden, bei Anwesenheit von Wasserdampf hauptsächlich in Oxychlorid sich umwandeln, welches durch verdünnte Schwefel- oder Salzsäure ausgezogen wird. PETITGAND [4]) läugnet diese Theorie und nimmt eine directe Umsetzung von Kupferoxyd und Kochsalz in Kupferchlorid und Natron an, welches letztere von Quarz aufgenommen wird. GRUNER [5]) meint, dass bei dem angeführten Prozesse sich nur wenig Chloride, sondern meist schwefelsaure Salze erzeugen, welche sich bei zweckmässig geleiteter Röstung auch ohne allen Zusatz von Kochsalz bilden lassen. Dieser letzteren Ansicht stimmt im Allgemeinen BISCHOFF [6]) bei und empfiehlt BANKART's Verfahren (S. 582), welches von ihm zu Toplice [7]) bei Laak

1) Bgwfd. XV, 688.
2) B. u. h. Ztg. 1858 S. 89.
3) B. u. h. Ztg. 1857. S. 34, 88, 182. — PERCY, Metallurgy. I, 461.
4) B. u. h. Ztg. 1858. S. 90.
5) B. u. h. Ztg. 1858. S. 325. — Berggeist. 1858. No. 35.
6) Oest. Ztg. 1860. No. 14, 15. — Berggeist. 1860. No. 40.
7) Berggeist. 1860. No. 40. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 89; 1862. S. 129.

in Oberkrain bei Zuschlag von Schwefelkies ausgeführt sei. GURLT [1]) redet der BECCHI'schen Methode — BISCHOFF gegenüber — das Wort, hält aber zur Bildung von Kupferchlorid eine nicht zu weit getriebene Röstung für erforderlich, weil sich bei todtgeröstetem Erz überwiegend unlösliches Kupferchlorür bilde. Bei dieser unvollständigen Röstung erzeugt sich, wie PLATTNER nachgewiesen hat (Bd. I. S. 49), $Cu^2$ S und $Fe^2$ S, welche unter Zuschlag von Kochsalz und bei Luftzutritt in Chlormetalle übergehen, indem sich Anfangs schweflige Säure, dann durch Contactwirkung Schwefelsäure erzeugt, diese das Kochsalz zersetzt und chlorfrei macht, welches noch vorhandene Schwefelmetalle in Chlormetalle umwandelt. Treibt man, wie GRUNER es will, die Röstung so weit, dass sich möglichst viel Sulphate bilden, so erfolgt nach GURLT bei der nachfolgenden Chlorirung eine so starke Verflüchtigung von Kupferchlorid, dass nur wenig unlösliches Kupferchlorür zurückbleibt. HENDERSON [2]) hat vorgeschlagen, alles Kupfer als Chlorid zu verflüchtigen und dieses zu condensiren.

Zur Sichtung der vorstehenden, zum Theil einander widerstreitenden Ansichten über die Vorgänge und den Erfolg bei der Chloration von Kupfererzen haben SCHAFFNER's Versuche zu Eppichnellen [3]) im Thüringschen gedient, namentlich sind GURLT's Angaben über die Bildung von Kupferchlorür und die reichliche Verflüchtigung von Kupferchlorid widerlegt, wenn man resp. todtröstet oder zu viel Sulphate erzeugt. SCHAFFNER's Versuche.

Wurde nach BECCHI's Methode verfahren, das Erz soweit geröstet, bis eine Laugprobe keine schwefelsauren Salze mehr zeigte, dann auf 1 Pfd. Kupfer im Erz 3 Pfd. Kochsalz zugesetzt und noch kurze Zeit geröstet, so liess sich das Kupfer ohne besondere Schwierigkeiten so vollständig auslaugen, dass im Rückstand nur noch 0,2 % Kupfer blieben.

Als ein bedeutender Fortschritt erschien es, dass man beim Vorrösten in niedriger Temperatur möglichst viel

1) Berggeist 1860. No. 3, 31, 47, 48. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 438; 1861. S. 39.
2) PERCY, Metallurgy. I, 451.
3) Handschriftliche Mittheilungen des Herrn C. W. MEYER.

[redacted]



schwefelsaure Salze bildete und dann Kochsalz zusetzte, wobei die Chloration viel schneller, als im ersteren Falle stattfand. Um für den Kochsalzzuschlag den richtigen Zeitpunct zu finden, nahm man von Zeit zu Zeit Laugproben und fügte Ammoniak hinzu. Der richtige Zeitpunct war vorhanden, wenn Ammoniak aus der Lösung kein Eisen mehr fällte, also die schwefelsauren Eisensalze zersetzt waren, dagegen eine blaue Lösung von Kupfer erfolgte. Dabei fand allerdings eine geringe Verflüchtigung von Kupferchlorid, aber weit geringer, als sie GURLT angibt, statt, und das Kupferchlorid liess sich leicht durch Einleiten von Luft, schwefliger Säure und Wasserdampf in die Condensatoren in Kupfervitriol und Salzsäure umwandeln. Man erhielt nur Verluste von 2 — 4,72 % des im Erze enthaltenen Kupfers, wozu auch die mechanische Fortführung von pulverförmigem Erz durch den Zug mit beitrug.

Wurde das geröstete Erz trocken aus dem Ofen in die Lauggefässe gebracht und dann saures Wasser zugefügt, so zeigte sich auf dessen Oberfläche ein basisches Kupfersalz als grüner Ueberzug, welcher sich nur in einem grossen Säureüberschuss löste; feuchtete man aber das Röstgut vorher mit Salzsäure und Cementirmutterlauge (S. 588) an, so löste sich das Kupfer leicht und um so leichter, je länger das Erz im angefeuchteten Zustande liegen konnte. Das basische Salz enthielt 58 Cu, 12,49 Cl, 15 $\dot{H}$ und 11,82 O, entsprechend $Cu\,Cl + 4\,\dot{C}u + 5\,aq.$, und war bei richtig geleiteter Chloration sehr gering, vermehrte sich aber bei zu hoher Rösttemperatur.

Dagegen wollte es nicht gelingen, nach GRUNER's und BISCHOFF's Vorschlag ohne Kochsalzzuschlag nur schwefelsaure Salze zu bilden, selbst nicht bei Zusatz von 50 % Schwefelkies. Im günstigsten Falle konnte nur die Hälfte des im Erze enthaltenen Kupfers extrahirt werden.

Nach PHILLIPS [1]) werden Schwefelkiese von Wicklow zu St. Helen für sich geröstet, dann mit Kochsalz gebildetes Chlorkupfer durch Salzsäure extrahirt, hierauf Chlorsilber

1) B. u. h. Ztg. 1869. S. 447.

durch Kochsalzlösung ausgezogen und aus dem gefällten Silber Gold geschieden.

c) Chloration auf trocknem und nassem Wege. Dieser Weg, neuerdings von SCHAFFNER [1]) betreten, lässt, wie MEYER's Versuche [2]) mit Starkenbacher Erzen [3]) erwiesen haben, eine vollständigere Kupferextraction zu, als die von SCHAFFNER versuchte BECCHI'sche Methode (S. 591). Trockne und nasse Chloration.

Als Chlorationsmittel kommen zur Anwendung:

α) Concentrirte Salzsäure. Gemahlene oxydische Erze werden mit ziemlich concentrirter Salzsäure befeuchtet und bei Luftzutritt etwa 14 Tage unter öfterem Umstechen liegen gelassen, wobei ein grosser Theil des Kupfers chlorirt, namentlich auch vorhandener Kupferglanz oxydirt und das Kupfer daraus extrahirbar wird. Dann wird die aufgeschlossene Masse unter fortwährendem Durchkrählen erhitzt, bis die vorhandenen neutralen und basischen Chlorverbindungen der Thonerde und des Eisens fast vollständig zersetzt sind. Die dabei entwickelten salzsauren und Chlordämpfe wirken beim Durchdringen der Röstpost energisch chlorirend auf noch vorhandene oxydirte und geschwefelte Kupferverbindungen ein und es werden die schlammigen und gallertartigen basischen Eisensalze, welche die nachherige Extraction erschweren, zerstört. Bei zu hoher Temperatur verwandelt sich das Kupferchlorid in in Wasser unlösliches Kupferchlorür und Kupferoxychlorür.

β) Eisenchlorür und Eisenchlorid enthaltende Cementirlaugen. Das entsprechend zerkleinte oxydische Erz (oder kupferhaltige Extractionsrückstände, wie zu Linz) wird mit der Lauge von solcher Stärke, dass auf 1 Theil Kupfer 3 Theile Eisenchlorür kommen, angefeuchtet und 2—3 Wochen an der Luft liegen gelassen, wobei eine theilweise Chloration des Kupfers eintritt (S. 589). Der grösste Theil des Kupferoxyds geht in Chlorid über, ein anderer, unlöslich gebliebener Antheil wird aber selbst bei einem bedeutenden Ueberschusse von Eisenchlorid nicht extrahirt, wohl

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 175, 181.
2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 173.
3) B. u. h. Ztg. 1859. No. 3, 5, 6, 7. — COTTA's Erzlagerst. II, 213. — Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1859. S. 10.

[redacted]



aber durch stark verdünnte Salzsäure. Vor Anwendung der letzteren wird aber das Erz noch bis zu solchem Grade erhitzt, dass die basischen Eisensalze ihr Wasser und den grössten Theil ihrer Säure verlieren, wodurch sie in verdünnter Salzsäure unlöslich werden und eine eisenarme Kupferlösung entsteht. Bei zu hoher Glühhitze wird auch Kupferchlorid zerlegt.

γ) Chlormagnesium oder Salzsoolenmutterlauge nach COBLEY.[1]) Man knetet das Erz mit der Salzlösung zu einem Teig an, trocknet diesen und röstet bei Rothglühhitze, wobei sich lösliches Chlorkupfer bildet, aus welchem man durch Magnesia (durch Glühen von Chlormagnesium gewonnen) oder Magnesit das Kupfer abscheidet.

Ammoniak.

6) Ammoniak. Dasselbe ist zur Auflösung des kohlensauren Kupferoxydes aus kalkigen Erzen versucht von BARRUEL[2]), v. HAUER[3]), zur Friedrich-Wilhelm-Hütte[4]) bei Commern u. a. Durch Destillation sucht man das Ammoniak aus der kupferhaltigen Lösung wieder zu gewinnen. Man hat von diesem Verfahren keine günstigen Erfolge gehabt, weil das Erzpulver viel Ammoniak absorbirt und bei dessen Destillation grosse Verluste daran unvermeidlich sind.[5])

Unterschwefligsaures Natron.

7) Eine Auflösung von schwefligsaurem und unterschwefligsaurem Natron statt Ammoniaks ist für kalkige Erze von STROHMEYER[6]) vorgeschlagen. Beim Kochen von kohlensaurem Kupferoxyd damit soll das Oxyd durch die schweflige Säure in Oxydul verwandelt und dann ein lösliches Doppelsalz von unterschwefligsaurem Kupferoxydul-Natron gebildet werden, aus welchem sich das Kupfer durch Schwefelnatrium ausscheiden lässt.

Nach BISCHOFF[7]) leidet dieses Verfahren an mehreren

1) Polyt. Centr. 1861. S. 1306.
2) B. u. h. Ztg. 1852. S. 799. — Bgwfd. XVIII, 463.
3) Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1852. No. 4. S. 98.
4) Minister. preuss. Ztschr. 1861. Lief. 2. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 140, 230.
5) B. u. h. Ztg. 1860. S. 111, 419.
6) Bgwfd. XXII, No. 30. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 111.
7) Oest. Ztschr. 1860. No. 5. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 419.

Mängeln; das Extractionsmittel gehört nicht zu den wohlfeilsten und verliert durch Zersetzung bald an auflösender Kraft, es scheidet sich ein kupferhaltiger, der Extraction sich entziehender Niederschlag, wahrscheinlich von schwefligsaurem Kupferoxydul, ab, die Auflösung geht bei viel Kalk nur langsam, es giebt kein sicheres Zeichen für die beendigte Reaction und es erfolgt als Endproduct erst Schwefelkupfer.

B. Das Auslaugen der Kupfersalze. Die Extraction der gebildeten Kupfersalze durch Lösungsmittel geschieht in hölzernen Gefässen: Extraction der Kupfersalze.

1) auf die Weise, dass man die kupferhaltige Substanz längere Zeit unter zeitweiligem Umrühren mit dem Lösungsmittel in Berührung bringt, einige Zeit stehen lässt und dann das Flüssige vom Festen durch Decantiren mittelst an den Seiten angebrachter Zapflöcher oder (elastischer) Heber ablässt. Eine mehlfeine Beschaffenheit des Gutes verhindert das Decantiren. Decantiren.

2) Durch Filtration von oben nach unten oder umgekehrt[1]), hauptsächlich bei röscheren, in dünneren Schichten ausgebreiteten Massen mit oder ohne Anwendung von Druck. Um hinreichend starke Laugen zu erhalten, wendet man zweckmässig eine continuirliche Extraction[2]) an, wobei man ein und dieselbe Flüssigkeit mehrmals die zu extrahirende Substanz so durchdringen lässt, dass das frische Extractionsmittel alle Mal auf das am meisten erschöpfte Gut einwirkt, während die Lauge nach und nach alle Gefässe passirt und zuletzt eine frische Füllung durchdringt. Es ist einfacher und billiger, die Flüssigkeiten den Extractionscyklus allein machen zu lassen (RITTINGER'S Apparat), als zugleich die Massen in Bewegung zu setzen (Agordo). Werden dabei die Extractionslaugen zu überreich an Stoffen, welche die Auslaugung schwächen, so müssen sie davon gereinigt werden, z. B. durch Abdampfen, Krystallisiren, Ausfällen mit basischen Stoffen etc. Ein durchlöcherter Losboden mit Reisig und Stroh über dem eigentlichen Boden Filtriren.

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 230.
2) Oest. Ztschr. 1859. S. 332; 1860. S. 342. — HEEREN, über die Operation des Auslaugens, in: Mittheil. des Gewerbe-Ver. f. d. Königr. Hannover. 1862. Hft. 1 u. 2.

[redacted]



des Gefässes gestattet den gesättigten schwereren Laugen sich zu senken, so dass das Lauggut stets nur mit Wasser oder mit schwacher Lauge in Berührung bleibt. Wenn es angeht, zieht man die Decantation ihrer Einfachheit wegen einer Filtration vor. Bei beiden angeführten Methoden wird die Trennung des Flüssigen vom Festen beschleunigt durch Anwendung von Wärme, (welche in vielen Fällen die Ausscheidung basischer kupferhaltiger Salze verhütet, sonst aber die Ausscheidung basischer Eisensalze befördert, so dass dieselben vor der Cementation entfernt werden können), durch eine passende Zertheilung der auszulaugenden Substanz, ohne dass dieselbe Schlammform annimmt, sowie durch die Bewegung der Extractionsflüssigkeit und die Veränderung der Oberfläche des Gutes. In letzterer Hinsicht empfiehlt sich besonders die Extraction in rotirenden Fässern.[1]) Durch Einleiten von Gebläseluft unter den durchlöcherten Losboden hat man die Extraction beschleunigt und vollständiger gemacht (Linz, Stadtbergen), besonders bei kohlensauren Erzen. Der Transport der Laugen geschieht entweder mittelst Dampfdruckes und Hebervorrichtungen (Oker) oder mittelst Pumpen von geeignetem Material (z. B. Blei), wobei der Saugmechanismus nicht mit der Lauge in Berührung kommt.

Gefässe. Die zweckmässig terrassenförmig unter einander liegenden Extractions- und Klärgefässe aus Holz können mittelst Asphalts oder bei prismatischer Form durch stärkeres Eintreiben der keilförmigen Dauben (Sophienhütte am Unterharz) gedichtet werden. Die Dichtung der in der Erde liegenden Gefässtheile kann durch Asphalt, hydraulisches Cement oder Letten geschehen. Ein Auskochen der völlig trocknen Gefässe mit Asphaltfirniss oder Kalkmilch macht dieselben auch dicht. Zuweilen bedient man sich gemauerter, mit Asphalt überzogener Laug- und Klärsümpfe [Riotinto[2])].

Prüfung der Laugen. Ob die Extractionslauge mehr oder weniger gesättigt ist, erkennt ein sehr geübtes Auge daran, dass beim Aufbringen von einem Tropfen Lösung auf blankes Eisenblech

1) Oest. Ztg. 1859. S. 332.
2) B. u. h. Ztg. 1861. S. 301.

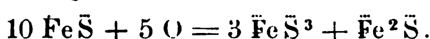
eine nicht gesättigte Lösung einen helleren Kupferniederschlag gibt, als eine gesättigte. Jeder Säureüberschuss veranlasst unnöthigen Säure- und Eisenaufwand. Je grüner die Laugen sind, um so mehr saure Verbindungen, je brauner, um so weniger pflegen sie davon zu enthalten; bei ersteren findet der stärkste Eisenverbrauch statt. Bei einem Bleigehalt der Erze (Eifeler Sandsteine) gelangt Blei in Auflösung oder mechanisch als unlösliches Salz in die Cementirlaugen, und es erfolgt demnächst ein bleihaltiges Kupfer.

Verwendung der Laugen.

Zuweilen werden die kupferhaltigen Laugen auf Kupfervitriol (Oker), gemischten Vitriol (Freiberg) oder Kupfer-Nickelvitriol (Mansfeld) versotten, meist aber cementirt, zuvor wohl noch gereinigt. Zur Umgehung der theuren Cementation beabsichtigt man zu Fahlun den aus armen Erzen auf nassem Wege gewonnenen Kupfervitriol mit Kohle beim Rösten der Kupfersteine in Stadeln oder ohne Kohle beim Concentriren solcher Steine im Flammofen zuzusetzen (S. 430).

Reinigung der Laugen.

C. Reinigung der Laugen vor der Kupferfällung von Eisen, Arsensäure, Antimonsäure etc. Bleiben die Eisenvitriol [1]) enthaltenden Lösungen längere Zeit mit der Luft in Berührung, so bilden sich lösliche neutrale und unlösliche basische, wasserhaltige Eisenoxydsalze, welche je nach dem Grad der Verdünnung der Flüssigkeit verschiedene Zusammensetzung und dementsprechend verschiedene Farben zeigen:



$$10\,\dot{Fe}\ddot{S} + 5\,O = 3\,\ddot{Fe}\ddot{S}^3 + \ddot{Fe}^2\ddot{S}.$$



$$6\,\dot{Fe}\ddot{S} + 3\,O = \ddot{Fe}\ddot{S}^3 + 2\,\ddot{Fe}\ddot{S} + \ddot{S}.$$

Je verdünnter die Lösung, um so reichlicher und bei um so niedrigerer Temperatur scheiden sich basische Salze ab. Durch Erhitzung oder Gradirung der Lauge wird die Oxydation des Eisenvitriols begünstigt.

Je mehr neutrales schwefelsaures Eisenoxyd ($\ddot{Fe}\ddot{S}^3$) die Laugen in Lösung enthalten, um so grösser ist der Verbrauch an Eisen beim Fällen.

Mittel zur Entfernung bas. Eisensalze.

Um diese Wirkung möglichst zu vermindern, wendet man folgende Mittel an:

1) Oest. Ztg. 1860. S. 292.

[redacted]



1) Zusatz von dünner **Kalkmilch** zur Fällung des Eisens in solcher Menge, dass die Lösung noch etwas sauer bleibt, weil sonst auch Kupfer gefällt wird. Dasselbe wird durch langsames Ueberleiten der Lauge über **Kalkstein** erreicht, z. B. bei natürlichen Cementwässern.

2) Organische Substanzen[1]) (Torf, Sägespäne) sollen das Oxydsalz in Oxydulsalz verwandeln; ihre Wirkung ist aber nach STROHMEYER[2]) eine sehr langsame und es wird nicht sehr an Fälleisen gespart, da sich die Menge der Schwefelsäure nicht mindert.

Entfernung von Arsensäure.

Bei Verarbeitung von **arsensaurem Kupferoxyd** haltigen Erzen geht Arsensäure in Lösung und wird mit dem Kupfer von Eisen niedergeschlagen. Um letzteres zu vermeiden, werden die eisenhaltigen Kupferlaugen mit Eisenlaugen vom Fällen erhitzt, wobei sich arsensaures Eisenoxyd unter Bildung freier Salzsäure abscheidet (Alderley Edge S. 614).

Entfernung von Antimon.

Antimon wird nach TRIPLIER[3]) bei Behandlung von Fahlerzen mit Salzsäure dadurch ausgeschieden, dass man die Lösung zur Trockne dampft, wobei nach Wiederauflösung in Wasser das Antimon zurückbleibt. Auch kann man durch Zusatz von Kalk Antimon und Eisen niederschlagen.

Cementation.

D. Fällung des Kupfers (Cementation). Als Präcipitationsmittel für das Kupfer dienen:

Fällungsmittel.

Stab- und Roheisen.

1) Eisen. Bei seiner geringeren Verwandtschaft zum Sauerstoff wird Kupfer aus salzsaurer und schwefelsaurer — nicht aus salpetersaurer — Lösung durch Eisen gefällt und die weitere Ausscheidung des Kupfers in Folge einer galvanischen Thätigkeit, entstanden durch den Contact von Kupfer und Eisen, veranlasst (Bd. I. S. 55). Am wirksamsten ist Stabeisen, auch gibt dasselbe meist ein grobkörniges Präcipitat; häufig aber bedingen ökonomische Rücksichten die Anwendung des Roheisens, und zwar wirkt das graue rascher, als das weisse. Durch Anhaften von Kupfer an dem ausgeschiedenen Graphit findet demnächst beim Verwaschen des Cementkupfers ein grösserer mechani-

1) DINGL., polyt. J. CVII, 446; CXI, 271.
2) B. u. h. Ztg. 1856. S. 210.
3) B. u. h. Ztg. 1852. S. 544.

scher Verlust, als bei Anwendung von Stabeisen statt. Auf grauem Roheisen setzt sich das Kupfer mehr in Schliegform, auf weissem mehr in zusammenhängenden Platten an. Die Fällung wird begünstigt durch Anwendung von Wärme (Linz, Agordo), grosse Oberfläche des Fälleisens (Eisenblechschnitzeln), möglichstes Auffallen der Flüssigkeit in dünnen Strahlen unter Stoss auf das Eisen, öfteres Abkehren des niedergeschlagenen Kupfers vom Eisen, z. B. bei der Cementirung in Schmöllnitz[1]), oder stetes Bewegen der Flüssigkeit (Stadtbergen) etc. Sehr zweckmässig ist das Verfahren zu Schemnitz[2]), die kupferhaltige Lauge durch sämmtliche 12 Fächer eines 2 Klafter langen, 1 Fuss hohen und 1 Fuss breiten Kastens laufen zu lassen, welcher auf einer schiefen Ebene ruht und mit Eisen theilweise gefüllt ist. Cementwasser, welches ruhig über grosse Eisenstücke fliesst, wird nur wenig entkupfert, weit kräftiger, wenn dasselbe tropfenweis von Eisenstück zu Eisenstück fällt.

Als ein sehr kräftiges Präcipitationsmittel empfiehlt AAS[3]) Eisenschwamm, welcher auch von BRONAC und DEHERRYPON[4]) zur Zerlegung der Schwefelmetalle auf trocknem Wege angewandt worden. Zu Moldava[5]) benutzt man die Eisensauen der Kupferöfen als Fällungsmittel oder kupferhaltiges Roheisen, erhalten durch Verschmelzen eisenreicher Kupferschlacken, mit Kalk und Kohlenpulver eingebunden, wie zu Kronstadt[6]) in Siebenbürgen. Eisenschwamm. Eisensauen.

Zu Alderley Edge (S. 613) besteht das zur Fällung angewandte Eisen aus Eisendrehspänen, Abfällen von der Weissblechfabrikation, altem Weissblech (nachdem durch Behandlung mit Aetznatronlauge Zinn und Blei davon genommen), Schwarzblech und altem verzinkten Eisenblech. Eisenabfälle.

Um zu sehen, ob eine Lauge noch Kupfer enthält, taucht man ein blankes Eisen ein oder man bringt besser

1) Oest. Ztschr. 1860. S. 285.
2) Bericht über die 2te Versamml. von Berg- u. Hüttenmännern in Wien. 1862. S. 92.
3) B. u. h. Ztg. 1862. S. 24.
4) B. u. h. Ztg. 1861 S. 292.
5) LAMPAD., Fortschr. 1839. S. 137.
6) TUNNER's Ber. üb. d. London. Industr.-Ausstell. v. 1862. Wien 1863. S. 114.

[redacted]



einige Tropfen Lösung auf Platinblech und legt ein Zinkstäbchen auf dieses, wodurch die geringste Menge Kupfer mit schön rother Farbe ausgeschieden wird.

Die Fällung kann in hölzernen Rinnen, gemauerten Canälen, Holzkästen, gemauerten Sümpfen etc. geschehen. Bei zu concentrirter Fällflüssigkeit (über 30° B.) findet nach der Fällung die Klärung zu schwierig statt.

Eisenverbrauch.

Während der Theorie nach 100 Theile Kupfer durch 88 Theile Eisen gefällt werden, so braucht man in Wirklichkeit bis 200—300 Theile und mehr, was seinen Grund darin hat, dass sowohl vorhandene freie Säure, als auch neutrales schwefelsaures Eisenoxyd Eisen auflösen:



$$2\,\overline{\overline{Fe}}\,\dddot{S}^3 + 5\,Fe + 5\,\dot{H} = 5\,\dot{Fe}\,\dddot{S} + \overline{\overline{Fe}}^2\,\dddot{S} + 5\,H$$

wobei das Cementkupfer durch das ausgeschiedene basische Eisensalz verunreinigt wird. Es ist deshalb wichtig, das Eisenoxyd vor dem Fällen mit Eisen durch Kalk zu zerlegen (S. 598) und seiner Bildung durch Oxydation des schwefelsauren Eisenoxyduls während des Fällens dadurch entgegen zu wirken, dass man während desselben den Luftzutritt möglichst abhält (Agordo). Da wegen höherer Temperatur der Luft die Fällung im Sommer rascher geschieht, als im Winter, so erspart man in ersterem wegen verkürzter Zeit der Lufteinwirkung auch an Eisen (Rio-tinto). Als Mittel, das Kupfer frei von Eisen zu erhalten, ist von Claubry und Dechaud[1]), Sola[2]), Becquerell[3]), Kessler[4]), Fitzgerald[5]) u. A. die Anwendung von galvanischer Electricität vorgeschlagen, für hüttenmännische Zwecke ein weniger geeignetes Verfahren.

Wie Versuche zu Agordo[6]) ergeben haben, findet der grösste Theil des Eisenabganges während des Actes der Kupferfällung statt und das basische Salz beim Fällen aus heisser concentrirter Lösung stellt sich als drittelschwefelsaures — $(\overline{\overline{Fe}}, \ddot{Al}, \acute{Z}n^3)\,\dddot{S} + aq$ — dar, während das aus

1) Bgwfd. X, 140. — B. u. h. Ztg. 1856. S. 205.
2) B. u. h. Ztg. 1853. S. 729.
3) B. u. h. Ztg. 1856. S. 204. — Erdm., J. f. pr. Chem. Bd. 62. S. 369.
4) Oest. Ztschr. 1858. S. 413.
5) Dingl., Bd. 164. S. 185.
6) Oest. Ztschr. 1862. No. 24.

kalter schwacher Lösung aus einem Gemenge von neuntel- und sechstelschwefelsaurem Salz — $3\,(\bar{F}e^3, \bar{A}l^3)\,\ddot{S} + (\bar{F}e^2, \bar{A}l^2)\,\ddot{S} + aq$ — besteht.

Schwefelwasserstoffgas.

2) Schwefelwasserstoffgas. Zu Foldal in Norwegen hat SINDING [1]) durch Anwendung von Schwefelwasserstoffgas statt des theuren Eisens kupferarme Erze zugutegemacht, welche mittelst des letztern sich nicht mehr vortheilhaft verarbeiten liessen. Die Kiese werden einer Kernröstung unterworfen, die Erzrinde extrahirt, die erhaltene kupferhaltige geklärte Lauge in einen durchlöcherten Kasten über die Fällkammer gebracht, der in feinem Regen herabfallenden Lösung Schwefelwasserstoffgas entgegengeführt und dabei Schwefelkupfer ausgefällt. Das Schwefelwasserstoffgas wird auf die Weise billig hergestellt, dass man in einem Gasgenerator aus rohen Brennstoffen erzeugte und nach unten durch eine Schicht glühenden Brennmaterials abgeführte Gase über eine Feuerbrücke in einen Raum leitet, worin sich Schwefelkies befindet. Während nun das verbrennende Kohlenoxyd den Kies in die erforderliche Temperatur versetzt, verbindet sich der Schwefel mit dem durch Wasserdampfzerlegung entstandenen freien Wasserstoff (I. 175), ganz besonders aber, unter Abscheidung des Kohlenstoffs, mit dem Wasserstoff des Kohlenwasserstoffgases zu Schwefelwasserstoffgas, welches dann in die Fällkammer geführt wird.

Diese Methode liefert nicht nur ein sehr reines Kupfer, sondern gestattet auch die Extraction selbst eines grössern Kupfergehaltes aus den zur Schwefelwasserstoffbereitung benutzten Kiesen, welche durch Verwitterung sehr leicht in schwefelsaure Salze übergehen. Letztere sind weit unvollständiger durch Röstung der rohen Erze in Haufen zu erhalten. Ein Uebelstand bei dieser Methode bleibt, dass die Gesundheit der Arbeiter durch das Schwefelwasserstoffgas leiden kann. [2])

1) B. u. h. Ztg. 1856. S. 210, 217; 1860. S. 439, 487; 1862. S. 129. — Oest. Ztschr. 1860. S. 364.

2) DÖBEREINER, die Lehre von den giftigen und explosiven Stoffen. Dessau 1858. S. 64.

[redacted]



Kalk.

3) Kalkmilch oder Aschenlauge (hauptsächlich kohlensaures Kali), z. B. von BECCHI (S. 624) angewandt, geben eisenreiche, gypshältige, kupferarme Niederschläge, deren Verschmelzung auf Kupfer kostspielig ist. Diese Mittel kommen nur bei eisenarmen Lösungen und hohen Eisenpreisen in Betracht. Auch zur Friedrich-Wilhelm-Hütte[1]) bei Commern, wo man den Kupferniederschlag zur Grünspanfabrikation abgab, rentirte dieses Verfahren nicht.

Sonstige Fällungsmittel.

4) Sonstige Präcipitationsmittel, wie Schwefelnatrium[2]), hydratisches Schwefeleisen[3]), unterschwefligsaures Eisenoxydul[4]), Kohlenoxydgas[5]), Schwefelcalcium[6]) u. a. haben keine practische Bedeutung erlangt. Auch Kohle scheidet aus Cementwässern Kupfer ab, namentlich wenn dieselben schon über Eisen gegangen sind. Zuweilen findet eine Kupferausscheidung ohne jedes Präcipitationsmittel statt, wahrscheinlich in Folge eines Gehaltes an Kupferoxydulsalz, welches sich in Oxydsalz und metallisches Kupfer umsetzt.[7])

Producte von der Kupferfällung.

E. Behandlung der Producte von der Kupferfällung. Als Producte können bei der Kupferfällung erfolgen:

Cementkupfer.

1) Cementkupfer (Bd. I. S. 708). Dasselbe ist ein Gemenge von metallischem Kupfer mit basischen Eisensalzen, Erztheilen, Roheisentheilchen, Graphit, Kieselsäure, zuweilen mit Antimon, Arsen, arsensaurem Eisenoxyd etc., und variirt danach der Kupfergehalt sehr. Das Cementkupfer aus natürlichen Cementwässern pflegt reiner zu sein, als aus künstlichen Lösungen, weil erstere wegen eines Gehaltes an freier Schwefelsäure weniger basische Salze absetzen und diese beim Fliessen der Lauge mit fortgerissen werden.

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 232.
2) B. u. h. Ztg. 1856. S. 218; 1860. S. 111, 419.
3) B. u. h. Ztg. 1856. S. 217; 1860. S. 256. — Oest. Ztschr. 1860. S. 365.
4) B. u. h. Ztg. 1856. S. 218. — Oest. Ztschr. 1860. S. 365.
5) WAGNER's Jahresber. 1858. S. 73.
6) Polyt. Centr. 1862. S. 1026.
7) DINGL., XVI, 261. — POGG., III, 195. — SCHWEIGGER's neues Journ. XVI, 372; XVII, 325; XXVIII, 40.

Seltener wird das Cementkupfer sofort weiter auf Kupfer verarbeitet, als vorher einem Schlämmen unterworfen. Man wäscht unter Zuleitung eines Wasserstrahles das Kupfer durch ein Sieb mit etwa $^1/_8$ Zoll weiten Löchern, separirt aus der Siebgröbe das Kupfer vom Eisen (Sterner Hütte) oder verwendet die Gröbe ungetrennt wieder zum Fällen, während das Siebfeine auf Stossherden oder im Schlämmgraben mittelst eines schwachen Wasserstromes zur Entfernung der basischen Salze etc. verwaschen wird. Die Waschwasser setzen beim Circuliren in Sümpfen noch Kupfer ab. Auch kann das Verwaschen in einem schräg liegenden Cylindersieb unter Wasser geschehen oder man leitet die Trübe durch Rinnen von stets zunehmendem Querschnitt. Man erhält das verwaschene Product meist in 3 Sorten, als Sande mit dem höchsten Kupfergehalt (90 % und mehr), als Schlämme mit 50—70 % und als Sumpfschlämme mit 20—25 % Kupfer. Zur Verhütung einer Oxydation wird das Cementkupfer unter Wasser aufbewahrt. Da bei der Aufbereitung mechanische Verluste nicht zu vermeiden sind, so zieht man es, wenn Gelegenheit dazu vorhanden, häufig vor, ein unreineres, kupferärmeres, unverwaschenes Cementkupfer mit geschwefelten Erzen oder Lechen zu verschmelzen, als ein reicheres verwaschenes direct auf Schwarzkupfer.

Man verarbeitet das Cementkupfer entweder:

a) auf Kupfervitriol durch Calciniren und Behandeln mit verdünnter Schwefelsäure, wobei das Eisenoxyd zum grossen Theil ungelöst bleibt oder auch uncalcinirt (I. 53). In Lösung gegangenes schwefelsaures Eisenoxyd krystallirt mit dem Kupfervitriol nicht zusammen. Letzterer kann auf verschiedene Weise von Eisen gereinigt werden.[1])

b) auf metallisches Kupfer. Ein blosses Umschmelzen oder sofortiges Gaarmachen des Cementkupfers liefert wegen des Gehaltes an basich schwefelsauren Salzen und zuweilen an Antimon und Arsen meist kein hinreichend reines Product und nebenbei stets Lech. Man macht deshalb nur die reinsten Cementkupfer und dies auch selten (z. B. zu Linz mit Koks bei Zusatz von kupferhaltigen

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 392; 1862. S. 140.

[redacted]



Eisensauen) direct im kleinen Herd gaar oder verschmilzt sie zuvor für sich auf Schwarzkupfer (z. B. zu Schmöllnitz[1]) in Zugflammöfen), welches dann im kleinen Gaarherd oder Spleissofen gaar gemacht wird. Zu Schmöllnitz[2]) hat man es auch vortheilhafter gefunden, die Cementschliege besser erst auf Schwarzkupfer, als gleich auf Gaarkupfer zu verschmelzen, indem in ersterem Falle der Brennmaterialverbrauch zwar grösser war, aber ein feineres Kupfer und geringerer Kupferverlust erfolgte.

Während zu Sterner Hütte[3]) das Verschmelzen des Cementkupfers in Zugflammöfen wegen grosser Flugstaubbildung aufgegeben ist, hat sich zu Schmöllnitz[4]) das Flammofenschmelzen hinsichtlich des Materialaufwandes und Kupferausbringens besser bewährt, als ein solches für sich oder mit andern Schwarzkupfersorten im Spleissofen, bei Zutheilung von Lechen und von Kohlen. Der Flammofen gestattet wegen der auszuübenden oxydirenden Wirkung eine bessere Reinigung des Kupfers, als der Schachtofen und setzt mehr durch.

Unreinere Cementschliege, welche für sich verschmolzen ein zu unreines Schwarzkupfer geben würden, setzt man bei Steinschmelzungen (Schmöllnitz), dagegen die unreinsten Sorten beim Verschmelzen geschwefelter Erze in Schachtöfen (Schmöllnitz, Agordo) zu. In Riotinto[5]) hat sich vor dem Verblasen des Cementkupfers im kleinen Gaarherd und dem nachherigen Gaarmachen im Spleissofen eine Röstung des zu Batzen geformten Cementkupfers als sehr vortheilhaft erwiesen. Dabei sintert dasselbe zusammen und es entsteht beim Verblasen weniger Flugstaub, auch erfolgt wegen Zerlegung des schwefelsauren Eisenoxydes in der Hitze und durch Verflüchtigung von Antimon und Arsen, sowie durch Oxydation des dem Cementkupfer beigemengten metallischen Eisens in kürzerer Zeit ein reineres Kupfer.

1) Oest. Ztg. 1860. S. 397.
2) Oest. Ztg. 1860. S. 413.
3) Rivot, Kupferhüttenkde., deutsch v. Hartmann. 1860. S. 299.
4) Oest. Ztg. 1860. S. 390.
5) B. u. h. Ztg. 1861. S. 302.

2) Schwefelkupfer, bei Fällungen durch Schwefelwasserstoffgas, z. B. nach SINDING's Methode zu Foldal (S. 601). Das abfiltrirte und gepresste Schwefelkupfer, welches freien Schwefel enthält, wird im Schachtofen auf einen reichen Kupferstein verschmolzen. WELTZ[1]) empfiehlt, den freien Schwefel davon abzudestilliren und den Rückstand entweder durch Röstung auf Kupfervitriol zu benutzen oder im Flammofen nach theilweiser Abröstung auf Schwarzkupfer zu verschmelzen. Schwefelkupfer.

3) Kupferoxychlorid oder Oxydhydrat. Der beim BECCHI'schen Prozesse (S. 624) durch Kalk erhaltene Niederschlag, welcher nach PETITGAND neben 26,8 $\dot{C}u$ und 4,4 Cu Cl noch 38,8 % $\dot{C}a\ddot{S}$, 4,6 $\dddot{F}e$ und $\dddot{A}l$, 2,6 $\dot{Z}n$ und 6 % Sand und Kieselsäure enthält, wird im Krummofen auf Schwarzkupfer und Stein durchgestochen, wozu ein Flammofen zweckmässiger sein würde. Zur Friedrich-Wilhelm-Hütte bei Commern erzeugte derartige Niederschläge hat man zur Darstellung von Grünspan abgegeben. Kupferoxychlorid.

4) Mutterlaugen.[2]) Die Mutterlaugen von der Kupferfällung aus salzsaurer Lösung, welche bei längerem Stehen an der Luft viel Eisenchlorid enthalten, werden zur Extraction oxydischer Kupfererze benutzt (Linz, S. 593), desgleichen auch die schwefelsauren Mutterlaugen von der Kupferfällung mit Eisen (S. 587), nachdem Eisenvitriol daraus gewonnen (früher zu Linz). Früher, ehe zu Linz letztere Mutterlaugen zur Erzextraction verwandt wurden, reicherte man durch mehrmalige Ausscheidung von Eisenvitriol die schwefelsaure Thonerde in denselben an, setzte Potasche hinzu und erzeugte einen Alaun, aber nur von minderer Qualität. Mutterlaugen.

Die an basisch schwefelsauren Eisenoxydsalzen reichen Mutterlaugen von Cementwässern lässt man häufig durch Sümpfe circuliren, um jene Salze als Ocher oder im geglühten Zustande als Englischroth zu verwerthen (Schmöllnitz, Rammelsberg bei Goslar).

Zu Alderley Edge (S. 613) werden die Mutterlaugen,

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 133.
2) Oest. Ztschr. 1860. S. 365.

[redacted]



welche Eisenchlorür, Eisenchlorid, kleine Mengen von Chlorkobalt und grosse von Chlormangan enthalten, in eisernen Pfannen bis zu 1,4 spec. Gew. eingedampft, dann in feinem Regen in einen Flammofen eingelassen, dessen rothglühende Sohle mit Sand bedeckt ist. Dabei wird das Eisenchlorid in Eisenoxyd, Wasserdampf und Salzsäure zerlegt, welche letztere in einem mit feuchterhaltenen Koks gefüllten Thurm condensirt und zur Laugung von Erzen benutzt wird. Solche Säure kann billiger sein, als frische.

---

## I. Abschnitt.

## Cementkupfergewinnung aus natürlichen Cementwässern.

Cementations-methoden.

§. 90. Allgemeines. Je nach der Quantität der zu Gebote stehenden Grubenwässer geschieht die Cementation entweder gleich in der Grube (Rammelsberg) oder die Grubenwässer werden zu Tage geschafft (Schmöllnitz).

§. 91. Beispiele.

Schmöllnitz.

A. Schmöllnitz[1] (S. 434). Die Cementwässer werden aus den Gruben durch Wasserräder und eine Wassersäulenmaschine in die Höhe gepumpt und enthalten nach LILL v. LILIENBACH auf 1 Cubikfuss:

| | Wien. Pfd. | |
|---|---|---|
| $\dot{Fe}\,\bar{S}$ | 0,331 | 0,264 Fe |
| $\bar{Fe}\,\bar{S}$ | 0,458 | |
| $\dot{Cu}\,\bar{S}$ | 0,081 | = 0,032 Cu = 0,55 % Cu |
| $\dot{Zn}\,\bar{S}$ | 0,049 | |
| $\ddot{Al}\,\bar{S}$ | 0,497 | |
| $\dot{Ca}\,\bar{S}$ | 0,063 | |
| $\dot{Mg}\,\bar{S}$ | 0,303 | |
| | 1,785 | |

1) HAUCH in: Oest. Ztschr. 1860. S. 276, 382.

Die Cementwässer mit 0,2 — 0,8, durchschnittlich 0,5 Lth. Kupfer pro Cbkfss., gelangen auf terrassenförmig unter einander liegende Fälllutten *a* (Taf. VI. Fig. 142, 143) von 12 Fuss Länge, 12 Zoll Breite und 10 Zoll Tiefe, welche mit einander verbunden sind. In den Lutten ist das Fällroheisen in 10 Zoll langen, 2½ Zoll breiten und ½ Zoll dicken Stücken *b* gitterartig aufgeschichtet. Die vorhandenen 936 liegenden Lutten haben 1872 Klftr. Länge und die Länge der Fällungsbahnen richtet sich theils nach dem Kupfergehalt, theils nach der Zuflussmenge der Cementwässer. Die Entkupferung ist in den ersten 45—50 Lutten, in welcher Fällbahnlänge sich auch die Wasser trüben und basische Salze absetzen, nahe vollendet, worauf man die kupferarme Lauge noch durch mit Eisenplatten versehene Stehlutten mittelst einer Rinne führt. Durch den Stoss des Cementwassers auf das Fälleisen wird noch die Abscheidung des Kupferrückhaltes begünstigt. Es sind 30 solcher stehenden Lutten vorhanden. Man kehrt die Eisenplatten täglich ab und nimmt das Cementkupfer alle 14 Tage aus den obersten 30 und alle 4 Wochen aus den unteren Lutten. Der Schlieg wird durch einen Rätter mit 2 Lin. weiten Oeffnungen gewaschen, der Rückstand verklaubt, der Schlieg in Sammelkästen gethan und nach dem Absetzen durch Zapflöcher das Wasser abgelassen.

In den Fälllutten liegen etwa 20000 Ctr. Roheisen mit 131,250 Q.Fss. Oberfläche, es fliessen jährlich etwa 21,444,480 Cbkfss. Lauge durch und man erhält Schliege mit 12 — 86, durchschn. 57 % Kupfer, welche jährlich an 2500 Ctr. Gaarkupfer liefern. Im Jahre 1859 erforderten 3838,69 Ctr. Cementschlieg mit 2153,30 Ctr. Gaarkupfer 5598,5 Ctr. Stab- und Roheisen. 2 Arbeiter erhalten pro Ctr. Gaarkupfer der Schliege 70 Kr.

Das entkupferte Wasser enthält in 1 Cbkfss.:

[redacted]



| | Wien. Pfd. | |
|---|---|---|
| $\dot{\text{Fe}}\ \dddot{\text{S}}$ | 1,025 | mit 0,382 Fe |
| $\ddot{\overline{\text{Fe}}}\ \dddot{\text{S}}$ | 0,011 | |
| $\dot{\text{Cu}}\ \dddot{\text{S}}$ | 0,005 | mit 0,002 Cu = 0,003 % |
| $\dot{\text{Zn}}\ \dddot{\text{S}}$ | 0,045 | |
| $\ddot{\overline{\text{Al}}}\ \dddot{\text{S}}$ | 0,448 | |
| $\dot{\text{Ca}}\ \dddot{\text{S}}$ | 0,060 | |
| $\dot{\text{Mg}}\ \dddot{\text{S}}$ | 0,288 | |
| | 1,882 | |

Danach ist der Eisengehalt der ausfliessenden Wässer um 7 % grösser, der Kupfergehalt 94 % kleiner geworden, so dass 6 % Verlust entstanden.

Nach Anstellung verschiedener Versuche zur Zugutemachung der Cementkupferschliege (S. 604) ist man dabei stehen geblieben, die armen mit etwa 25 % Kupfer mit Gelferzen (S. 434) zu verschmelzen, die reichen mit 40 bis 72 % aber mit Quarz in einem Zugflammofen bei Oxydationswind (S. 604). Zur Vermeidung von Verlust an Staubkupfer durch den Zug wird eine Charge von 24 Ctr. Schlieg mit etwa 7 % Quarz bei geschlossenem Zugschieber eingetragen, gefeuert und dieser erst nach eingetretener Frittung gelüftet. Nach dem Einschmelzen rührt man in Zeiträumen von $^1/_4$—$^1/_2$ Stunden zweimal um, zieht Schlacken, feuert während der zwischen Rühren und Schlackenziehen liegenden Zeit scharf und sticht dann das Schwarzkupfer in Spleissherde ab. Enthielt der Schlieg basisch arsensaures Kupferoxyd und raucht in Folge dessen das Metallbad beim Schlackenziehen, so gibt man durch die Seitendüsen $^3/_4$—1 Stunde lang Oxydationswind vor dem Abstechen. Die Chargendauer beträgt 19 Stunden. Von 100 Ctr. Schlieg mit 68,8 % Kupfer erfolgten im Jahre 1859 an 64,2 % Schwarzkupfer mit 95,2 % und 32,8 % Abzüge mit 17,1 % Kupfer bei 3,14 % Kupferverlust und einem Verbrauch von 9,1 Cbkfss. weichem Holz und 0,64 Cbkfss. Holzkohlen pro Ctr. hältiges Gut. Die Abzüge kommen zum Gelferzschmelzen. Das Schwarzkupfer wird in Quantitäten von 40 Ctr. im Spleissofen gaargemacht.

B. Auf der Grube Mona zu Amlweh auf der Insel Anglesea[1]) hebt man die Cementwässer aus den Kupfergruben in ein grosses Bassin, wo sich der Eisenocher vorher absetzt, und leitet sie dann in ein System von 500 mit altem Eisen gefüllten Sümpfen. Der eisenhaltige Kupferschlamm mit durchschnittlich 15 % Kupfer wird beim Steinschmelzen zugesetzt. Man gewinnt jährlich gegen 12 bis 2000 Ctr. Schlamm und daraus 1600 — 2000 Ctr. Cementkupfer.

Verfahren auf der Insel Anglesea.

Mit diesem Verfahren ist ein grosser Verlust an Eisen verbunden, indem das saure Wasser mehr Eisen auflöst, als zur Fällung des Kupfers nöthig ist; auch wird das aufgelöste Eisen als Oxydul im Eisenvitriol nur unvollständig wieder gewonnen und das Kupfer nicht völlig ausgefällt.

C. Im Rammelsberge[2]) am Unterharze leitet man die Cementwässer durch kleine, wenig geneigte und mit Schmiedeeisen theilweise gefüllte Gerenne in einen Sumpf, worin sich der Cementkupferschlieg ansammelt. Man erhält jährlich nur 7 Ctr. Cementkupfer mit einem Gehalt von 60—70 % Kupfer. Auf 100 Pfd. Cementkupfer braucht man 150—196 Pfd. Schmiedeeisen. Der Cementkupferschlieg wird entweder auf Okerhütte eingeschmolzen und erfolgen bei dieser Operation z. B. von 40 Ctr. 40 Pfd. Schlieg: 1 Ctr. Schwarzkupfer und 5 Ctr. Kupferstein, oder auf dem Vitriolhofe zu Goslar calcinirt und zur Bereitung von gemischten Vitriolen angewandt.

Rammelsberg.

---

## II. Abschnitt.

## Kupfergewinnung aus oxydischen Erzen.

§. 92. Allgemeines. Je nach den Materialpreisen und sonstigen Localverhältnissen wendet man zur Kupferextraction aus oxydischen Erzen mit unlöslichen Gangarten Salzsäure (Linz, Stadtbergen, Alderley Edge), selte-

Kupferextractionsmittel.

1) Dumas, angew. Chem. IV, 230. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 413.
2) Kerl, der Com. Unterharz. 1853. S. 21. — Kerl, Rammelsberger Hüttenprozesse. 1861. S. 6. — Ahrend in: B. u. h. Ztg. 1854. S. 33.

[redacted]



ner Schwefelsäure, zuweilen Eisenchlorid oder schwefelsaures Eisenoxyd enthaltende Mutterlauge (Linz, Starkenbach) an, letztere Mittel besonders bei etwas kalkigen Erzen (S. 579).

§. 93. Beispiele.

Sterner Hütte.

A. Sterner Hütte bei Linz am Rhein. Die Erze vom Josephsberg bei Rheinbreitenbach (Kupferglanz, Buntkupfererz, Kupferkies, Malachit, Lasur, auch gediegen Kupfer in quarzigem Ganggestein) werden einer Handscheidung unterworfen und dabei Scheideerze mit 28—30 % Kupfer, welche zur Schmelzung (S. 441) kommen, und Laugerze unterschieden. Zu letzteren gehören das Grubenklein, alle oxydirten Kupfererze, sowie die in Quarz eingesprengten ärmeren Erze. Die reichen Laugerze enthalten 5—7, die ärmeren 1—3 % Kupfer. Ausserdem gewinnt man noch alten Mann aus den früheren Tagebauten der Grube Virneberg, welcher nebst alten Halden bei ½—1 % Kupfergehalt direct auf der Grube ausgelaugt wird.

Der gegen früher[1]) wesentlich modificirte Hüttenprozess wird jetzt in folgender Weise ausgeführt[2]):

Die ärmeren Erze werden in einem Flammofen mit doppelter Sohle (S. 441), und zwar 100 Ctr. in 24 Stunden mit 10 Scheffel Steinkohlen durch 2 Röster und 1 Gehülfen abgeröstet, wobei die Chargen 16 Stunden im Ofen bleiben. Das Röstgut kommt in Quantitäten von 240 Ctrn. in hölzerne, thonumstampfte Kästen *a* (Taf. VI. Fig. 141) mit doppeltem Boden, um mit verdünnter Salzsäure extrahirt zu werden. Zu diesem Zwecke wird concentrirte Salzsäure von 20 % mit so viel Wasser oder Mutterlauge in einem Holzkasten verdünnt, dass sie auf 2—3° B. kommt, und dann aufs Erz gepumpt, mit welchem sie je nach den Witterungsverhältnissen und seiner Reichhaltigkeit verschieden lang (bei reichen Erzen mit 5—7 % bis 8 Tage, bei ärmeren mit 1—3 % nur bis 4 Tage) in Berührung bleibt. Hiernach variirt auch der Säureverbrauch. Nach einer bestimmten Zeit wird die Lauge mit Ammoniak auf ihren Sättigungs-

1) Berggeist. 1858. S. 566, 662. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 191.
2) Handschriftliche Mittheilungen d. Hütteningenieurs C. Stetefeld.

grad probirt und, im Falle sie gesättigt ist, in den Cementationskasten abgelassen, neue Säure auf den Rückstand gegeben, welche dann noch zur völligen Sättigung auf frisches Erz kommt, und schliesslich mit Wasser nachgewaschen. Die Rückstände von 1—3procentigen Erzen werden mit 0,2—0,3 %, die 5—7procentigen mit 0.4—0,5 % Kupfer (nach der PELOUZE'schen Probe S. 324) abgesetzt. Halten sie in Folge mangelhafter Röstung über 0,5 %, so werden sie auf einen Haufen gefahren und bleiben 1/4 Jahr lang liegen, indem man sie von Zeit zu Zeit mit Eisenchlorür enthaltender Cementirmutterlauge übergiesst. Dabei geht unter Luftzutritt das Chlorür in Chlorid über und bringt in früher angegebener Weise (S. 593) das Kupfer zur Lösung, welches dann in einem besonderen Kasten mit angesäuertem Wasser extrahirt wird.

Die Laugerei auf der Grube ist dieselbe, nur dass die oxydischen Erze nicht geröstet zu werden brauchen.

Versuche, die Laugerei bei Zutritt von Gebläseluft unter den durchlöcherten Losboden zu bewerkstelligen, ergaben besonders bei ungerösteten, Kohlensäure enthaltenden Erzen das günstige Resultat, dass die Laugerei beschleunigt und die Rückstände ärmer wurden.

Die Cementation des Kupfers geschieht durch altes Eisenblech in Kästen mit falschem Boden und zwar verbraucht man auf 100 Cementkupfer 120 Eisen. Die dabei erfolgenden eisenchlorürhaltigen Mutterlaugen dienen zur Extraction zu reicher Rückstände und zur Verdünnung der Salzsäure, werden aber bei 30° B. abgesetzt, nachdem sie nochmals über Eisen gelaufen.

Das durch ein Sieb geschlagene und in hölzernen Trögen gewaschene Cementkupfer, welches im trockenen Zustande 92 % Kupfer enthält und durch Eisen, Eisenoxyduloxyd, Erzschlamm etc. verunreinigt ist, kommt ungetrocknet zum Gaarmachen im kleinen Herd (früher zum Verschmelzen der Scheideerze S. 442). Damit die Gaare nicht sofort beim Niederschmelzen des Kupfers eintritt, schlägt man kupferhaltige Eisensauen vom Verhütten der reichen Scheiderze zu, indem man dieselben zuerst im Herde einschmilzt und dadurch auch das Metall hitziger erhält. Auf 1 Herd

[redacted]



von 400 Pfd. Cementkupfer kommen 20 Pfd. Eisen und in $2^1/_2$—3 Stunden 200 Pfd. Koks. Bei 1 % Kupferverlust enthalten die Schlacken 6—7 % Kupfer. Die monatliche Production der Sterner Hütte ist 150 Ctr. Rosettenkupfer von sehr guter Qualität, wovon $^3/_4$ aus Cementkupfer erzeugt werden. Auf 100 Pfd. Rosettenkupfer kommen etwa 11500 Pfd. (70 Scheff.) Erz, 837 Pfd. Salzsäure à Ctr. 1 Thlr., 64 Pfd. Eisen und 24 Thlr. Kosten, bei oxydischen Erzen 18 Thlr. Kosten.

Stadtbergen. Früher wurden die geschwefelten Erze nach vorheriger Röstung mit schwefligsauren Dämpfen behandelt und soll dieses Verfahren, in Stadtbergen für oxydische Erze noch in Anwendung, in §. 95. sub C. beschrieben werden.

B. Zu Stadtbergen[1]) in Westphalen werden ähnliche Prozesse, wie früher zu Linz, ausgeführt. Reiche Erze, etwa 150 Ctr. jährlich, mit bis 40 % Kupfer werden direct verschmolzen, 100,000 Ctr. gesäuerte Erze erster Classe mit $1^1/_2$—2 % Kupfer mit schwefligsauren Dämpfen behandelt, welche beim Rösten von Zinkblende in Rhodius'schen Gefässöfen (I. 534) und von Schwefelkies in Schachtöfen erfolgen (§. 95 C.), und an 1,200,000 Ctr. gesäuerte Erze zweiter Classe mit $^2/_3$ % Kupfer durch Salzsäure und Eisenvitriol-Mutterlauge extrahirt.

Früher wurden sämmtliche Erze durch Dämpfe vom Rösten der Zinkblende sulphatisirt[2]); aus den S. 586 angeführten Gründen zieht man für die armen Erze[3]) die Anwendung von Salzsäure vor und behandelt nur die reicheren mit schwefligsauren Dämpfen. Letztere gehen in Berührung mit den beim Rösten erzeugten Oxyden (Zinkoxyd, Eisenoxyd) durch Contactwirkung in schwefelsaure Dämpfe über (I. 20). Auch erhält man noch kupferhaltige Laugen durch Verwittern der im Freien aufgestürzten Erzextractionsrückstände und die Einwirkung des Regenwassers, welche sich in Sümpfen ansammeln und in einem Jahre an 120 Ctr. Kupfer gegeben haben. Zum Auf- und Umpumpen der Laugen bei der Extraction dienen Schöpfräder; auch ist zur

1) Handschriftliche Mittheilungen des Hütteningenieurs Stetefeld.
2) Ann. d. min. 1 livr. de 1842. p. 477. — B. u. h. Ztg. 1856. S. 218.
3) Erzvorkommen: Cotta's Erzlagerst. II, 160, 161.

Beschleunigung der Laugerei kalte und heisse comprimirte Luft angewandt worden.

Die Cementirkästen sind durch ein Gitterwerk in zwei vertikale Abtheilungen getheilt, in deren innerer ein Rührwerk die Lauge in steter Bewegung erhält; in der äusseren Abtheilung zwischen Gitter und Gefässwänden befindet sich auf einem Rost Eisenblech zum Fällen des Kupfers. Das Cementkupfer wird gewaschen, wobei gereinigtes Cementkupfer und Schlämme erfolgen, welches erstere im Flammofen raffinirt wird. Die Raffinirschlacken verschmilzt man mit den Schlämmen im Krummofen auf Schwarzkupfer, welches dann zur Raffination kommt. Die Raffination der Kupfer aus der Salz- und Schwefelsäurelaugerei geschieht getrennt; das Raffinatkupfer aus ersterer ist etwas feiner, als das aus letzterer. Bei der Schwefelsäurelaugerei erfolgt auch Eisenvitriol. Aus Erzen mit 0,75 % Cu erfolgten 0,63 % bei einem Verbrauche von 420—500 Pfd. Salzsäure von 18° B. und 120 Pfd. Eisenblechabfällen auf 100 Pfd. Gaarkupfer.

Das ganze Werk umfasst 3 Abtheilungen; die erste enthält 1 Blendröstofen mit 72 Retorten (I. 534), 3 Schwefelkiesröstöfen (I. 410), 1 Eisenvitriolsiederei, 10 Krystallisationsbasins; die zweite: 40 Lösungsbasins für arme Erze, 6 mechanische Fällapparate, 5 Basins zur Oxydation der Eisenvitriol-Mutterlaugen, Aufbereitungsmaschinen etc.; die dritte: 14 Basins zur Lösung armer Erze, 4 mechanische Fällapparate, 1 Oxydationsbasin, 16 Basins zum Wechseln der Lösung, Aufbereitungs- und Schmelzwerke mit Kupferraffinirofen und Schachtöfen zur Verschmelzung der Raffinirschlacken, der Cementkupferschlämme und auch von Bleiglanz. Die geröstete Zinkblende wird verkauft.

Die jährliche Production besteht aus 10000 Ctr. Kupfer, 9000 Ctr. Vitriol, 20000 Ctr. gerösteter Blende. 3000 Ctr. Glätte, 300 Pfd. Silber.

C. Alderley Edge (S. 584). Die Erze bestehen aus einem in Sandstein eingesprengten Gemenge von arsensaurem, kohlensaurem, phosphorsaurem und reinem Kupferoxyd mit Schwerspath. Nachdem sie bis zu ½ Cubikzoll Grösse zerquetscht, werden sie in 16 Laugebehälter, aus Bohlen, Sandstein- oder Schieferplatten hergestellt, von 11 Fuss Länge, 8 Fuss

Alderley Edge.

[redacted]



Breite und 4 Fuss Tiefe mit Losboden, auf welchem Reisig und Stroh ausgebreitet, gefüllt. Jedes Gefäss fasst etwa 9 Tonnen Erz und wird mit so viel roher Salzsäure übergossen, dass das Erz im ersten Augenblick vollständig davon bedeckt ist. Sobald die Säure beim Niedersinken von der Oberfläche verschwunden, füllt man Waschwasser aus andern Behältern bis 2 Zoll unter den Rand hinzu und pumpt aus dem Raum zwischen Haupt- und Losboden die Lauge so lange wieder auf das Erz, bis sie an specifischem Gewicht nicht mehr zunimmt. Dann wird das noch nicht erschöpfte Erz nochmals mit Salzsäure und Waschwasser behandelt und die davon erfolgende noch saure Lauge zu ihrer Sättigung auf frisches Erz gebracht. Hierauf folgt noch ein Auswaschen des erschöpften Erzes mit Wasser, welches man mehrmals wiederholt, indem man jedesmal einen Spatenstich tief Erz wegnimmt, bis die Strohlage kommt. Diese Extraction dauert 3 Tage und man kann monatlich in 16 Behältern an 1000 Tonnen Erz behandeln. Die arsenhaltige Kupferlösung wird durch Erhitzen von 2 Masstheilen derselben mit 1 Masstheil Eisenlösung von Arsen befreit (S. 598), die dabei sauer gewordene Lauge sammt dem Niederschlage von arsensaurem Eisenoxyd nochmals auf frisches Erz gegossen und dann durch Eisenblechschnitzeln das Kupfer gefällt. Die Erschöpfung des Erzes wird mit frischer Säure beendigt, die entstehende Lösung von Arsen befreit und von Neuem auf frisches Erz gethan. Die Mutterlaugen von der Fällung werden auf Salzsäure benutzt (S. 605), das Fällkupfer mit 75 % Kupfer gewaschen und getrocknet zum Schmelzen abgegeben.

## III. Abschnitt.

## Kupfergewinnung aus geschwefelten Erzen und Producten.

Vitriolisirungsmethoden.

§. 94. Allgemeines. Die einfachsten hierher gehörigen Prozesse bestehen darin, dass man die Erze verwittern lässt und die dabei gebildeten schwefelsauren Salze mit Wasser extrahirt (Riotinto). Wo es weniger auf eine Er-

sparung an Brennmaterial, als auf ein rascheres und vollständigeres Kupferausbringen ankommt, werden die Erze in Haufen (Riotinto, Agordo, Foldal), zuweilen einer Kernröstung (Bd. I. S. 74), seltener in Schachtöfen (Linz) und Flammöfen einer möglichst vollständigen Abröstung unterworfen und dann mittelst Wasser (Riotinto), flüssiger Säuren (Freiberg), dampfförmiger Säuren (Linz) oder nach vorheriger Chloration (BECCHI's Verfahren) extrahirt. Zur Fällung des Kupfers aus der Lösung dienen Eisen (Riotinto, Agordo, Linz), Schwefelwasserstoff (Foldal) oder Kalk (BECCHI's Prozess).

§. 95. Beispiele.

A. Zu Riotinto[1] in Spanien werden neben natürlichen Cementwässern, aus der Verwitterung der Rückstände von der Extraction gerösteter Kiese erhaltene Wässer, sowie Laugen von der Behandlung gerösteter Erze mit Wasser cementirt. Riotinto

Der Schwefelkies, welcher neben Kupferkies und Buntkupfererz hauptsächlich $Cu^2S$ beigemengt enthält und dessen Kupfergehalt (durchschnittlich $3\frac{1}{2}$ %) zwischen 1 und 30 % variiren kann, wird auf einer 1 Met. hohen Unterlage von heideartigen Gebüschen 6—8 Monate in freien Haufen geröstet, in Sümpfen oder gepichten Kästen von 1 Met. Höhe und 9—27 Cubikmeter Inhalt, mit einem Bretterrost 0,10 M. über dem Boden, 24 Stunden mit Wasser stehen gelassen, abgezapft und dasselbe Erz noch 8—10mal innerhalb mehrerer Tage mit frischem Wasser bis zur Erschöpfung extrahirt. Die Rückstände lässt man verwittern und extrahirt sie nochmals. Nachdem sich die Lauge in Sümpfen 2—3 Stunden geklärt hat, wird dieselbe durch Roheisen in Cementationssümpfen ausgefällt, wobei auf 100 Theile Kupfer an 300 Theile Eisen gehen.

Sobald die Lauge entkupfert ist, lässt man noch 3—5mal frische Lauge zutreten, ohne das Fällkupfer herauszunehmen. Die Mutterlauge passirt noch zum Absetzen des Kupfers mehrere Sümpfe und es erfolgen daraus Niederschläge mit 8—10 % Kupfer, während das Cementkupfer mit 50 % Kupfer zu Batzen geformt, an freier Luft getrocknet, 1,5 M.

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 289; 1862. S. 301.

hoch auf den Rost eines kleinen Schachtofens gebracht und durch darunter entzündeten Reisig geglüht wird (S. 604). Das geröstete Product wird in einem kleinen Gaarherd mit Stichöffnung verblasen und dann im Spleissofen direct gaargemacht oder erst zuvor nochmals verblasen. Die Schlacken vom Verblasen und Gaarmachen geben im Brillenofen bei Zuschlag alter, sehr basischer Kupferschlacken Schwarzkupfer zum Gaarmachen. Das Kupferausbringen beträgt 1,5 bis 1,7 %, also der Kupferverlust an 50% und mehr, während z. B. bei den ärmeren Erzen von Agordo (S. 616) nur 10 % Kupferverlust stattfinden. Man producirt jährlich an 60400 Tonnen Kupfer im Werthe von 25,026 Pfd. Sterl.

Agordo. B. Zu Agordo werden die Kernerzrinden (S. 437) vom gerösteten Grubenklein und Schlieg einer dreimaligen Laugung unterworfen, dann bei der Kernröstung als Sohlen (Röstböden) und Decken benutzt, wieder 3mal ausgelaugt, abermals zur Röstung gegeben, extrahirt, der Rückstand durch ein Sieb mit 0,01 M. grossen Oeffnungen geschlagen, das Siebgrobe abermals geröstet und ausgewaschen. Die erste Laugung gibt reiche, die zweite und dritte arme Laugen.

Zur Erzielung reicher Laugen werden Gefässe aus Lerchenholz mit hölzernen Zwingen und Wergdichtung — von 400—450 Cubikfuss Inhalt, 3,5 M. im Quadrat und 1,5 M. tief, — mit 285 Ctr. frischen Kernerzrinden gefüllt, diese mehrere Zoll hoch mit Wasser bedeckt und nach 24 Stunden die Lauge ins Klärbassin abgezapft. Hierauf setzt man das Erz abermals 24 Stunden lang mit reinem Wasser in Berührung, zapft dasselbe ab und wiederholt dieselbe Operation zum dritten Mal, worauf der Rückstand in die Röstung gegeben und die zweiten und dritten Laugen gemischt bei 14—15° B. zur Extraction von frischem Erz statt Wasser verwandt werden.

Die reiche Lauge von 31—40° B. wird vor der Fällung mit Flüssigkeiten von der dritten Laugung bis etwa 30% B. verdünnt, damit sie sich nach der Fällung leichter klärt.

Das von der Röstung des Rückstands erfolgende Gut wird wie die ursprünglichen Erzrinden extrahirt, der dabei bleibende Rückstand nach dem Absieben abermals geröstet und das Röstgut einer continuirlichen Auswaschung unter-

worfen. Zu diesem Behufe stehen 4 Kästen neben einander. Man lässt das vom Rösten kommende Gut in Nr. 1 mit Wasser 24 Stunden in Berührung, zapft die Lauge ins Klärbassin ab und schafft das Gut aus 1 nach 2 in frisches Wasser. Nach 24 Stunden pumpt man die Lauge aus 2 nach 1 auf frisches Gut, bringt dagegen das Gut aus 2 nach 3 in frisches Wasser. Nach 24 Stunden kommt die Lauge aus 3 in 2, wird aus 1 abgelassen, das Gut von 1 nach 2 und von 3 nach 4 ins klare Wasser transportirt. Das Gut aus 4 gelangt dann zur Abscheidung der Gröbe auf ein schräg liegendes Sieb, während aus 1 stets die angereicherte Lauge abgelassen wird. Die Laugen aus den einzelnen Kästen halten resp. 16, 12, 8 und 4° B.

Nach Rivot erhält man jährlich von 11400 Tonnen à 1000 Kil. Erzrinden 7000 Cubikmeter reiche Laugen von 29° B. mit $^{65}/_{100}$ Kupfer, welche in den der Auslaugung unterworfenen Erzen vorhanden waren, oder 98 Tonnen Kupfer, ferner 4000 Cubikm. Flüssigkeit von der zweiten Laugung mit 23—24° B. und 20% von dem Kupfergehalt der von der Röstung kommenden Erze oder mit 30 Tonnen Kupfer, endlich von der dritten Laugung 1000 Cubikmeter Lauge von 18–19° B. und mit 8 Tonnen Kupfer, zusammen 12000 Cubikmeter mit 136 Tonnen Kupfer, während die Proben 151 Tonnen angeben, also ein Verlust von 10% stattgefunden hat. Die weggestürzten Schlämme enthalten nicht mehr als $^{17}/_{10000}$ bis $^{18}/_{10000}$ Kupfer. Die Kosten für die Auslaugung, auf 1 Ton. Erz reducirt, betragen 1,667 Fr.

Die Fällung des Kupfers geschieht

1) in hölzernen Kästen von 13 Fuss Länge, 11 Fuss Breite und 5½ Fuss Höhe bei 650 Cubikfuss Inhalt, etwa 160 Ctr. Roheisen auf Bänken rings an den Wänden enthaltend. In der Mitte des Kastens befindet sich auf eisernem Gerippe über einem Rost eine über die Flüssigkeit hervorragende Bleiglocke, oben mit einer verschliessbaren Röhre zur Einfüllung des Brennmaterials (Torf, Holzkohlen) versehen und seitlich eine in einen Bleikasten mit 3 horizontalen Scheidewänden abgehende Röhre habend, um die Wärme darin circuliren zu lassen. Aus diesem Bleikasten treten die abgekühlten Verbrennungsproducte durch eine

[redacted]



Bleiröhre in eine hölzerne Esse, welche auch die Wasserdämpfe abführt, da die Gefässe behuf des Luftabschlusses (S. 600) bedeckt sind. Die Zersetzung von 500 Cubikfuss 60° warmer Lauge durch Eisen ist nach 20 Stunden vollendet, worauf man sie 48 Stunden sich abkühlen lässt und dann die klare, noch warme Lauge von 35° C in Krystallisirgefässe abzapft, in welchen Eisenvitriol auskrystallisirt. Man verbraucht auf 1 Theil Feinkupfer 2,5 Theile Eisen und erhält mit 180—190 Cubikfuss Torf und 45—48 Cubikfuss Holzkohlen Schliege mit 60% Kupfer, welche $3\frac{1}{2}$ Ctr. Feinkupfer geben. Der vom Eisen abgefegte Cementkupferschlieg wird als Trübe durch eine Röhre seitlich abgelassen.

2) selten im Flammofen, dessen 38 Fuss lange und $10\frac{1}{2}$ Fuss breite Herdsohle aus Kalkstein, mit hydraulischem Cement verbunden, besteht, die Seitenwände aus Talkschiefer. Der Herd ist 3 Fuss tief, hat an den Seitenwänden Bänke zur Aufnahme von 16 Ctr. Roh- und Stabeisen und fasst etwa 500 Cubikfuss Cementwasser mit $2\frac{1}{2}$ Ctr. Kupfer. Man erwärmt die Lauge durch die überstreichende Flamme auf 66° C, schliesst, wenn die Fällung nach etwa 12 Stunden grösstentheils beendigt, den Ofen zur Abhaltung der Luft und lässt die Lauge 24 Stunden abkühlen, worauf sie, wenn sie kein Kupfer mehr enthält, mit 45° C in die Eisenvitriol-Krystallisirgefässe abgelassen wird. Die noch etwa 10% Kupfer enthaltenden schlammigen Wässer lässt man in einem Absatzkasten sich klären. Die entstehenden Absätze geben arme Schlämme. Nachdem der Ofen zu 30° erkaltet, wird unter Zuleiten von Wasser das Cementkupfer von Eisen und Ofenwänden abgekehrt, die Trübe in ein Klärbassin geleitet, die Ofenthüren wieder geschlossen und eine neue Füllung gegeben. 1 Ctr. Gaarkupfer erfordert $2\frac{1}{2}$ Ctr. Eisen und 70 Cubikfuss Holz. Der Flammofen wird weniger zur Kupferfällung, als zur Abdampfung der Eisenvitriol-Mutterlaugen gebraucht, welche dann abermals zur Krystallisation gebracht werden.

Nach Rivot verbraucht man zu 1 Tonne (1000 Kil.) zu röstender Erze 0,027 Tonnen Roheisen, 0,014 Tonnen Holz, 0,030 Tonnen Holzkohlen, 0,027 Tonnen Torf bei 8,674 Fr. Kosten und man gewinnt 0,1336 T. Kerne mit 0,006 T.

Kupfer und 0,0225 T. Cementkupfer mit 0,009 T. Kupfer. Die armen und reichen Cementschliege werden mit den geschwefelten Erzen verschmolzen[1]) (S. 438).

Neuerdings werden zweckmässig die Kiesschliege mit 25grädiger Eisenvitriolmutterlauge zu einer teigartigen Masse angemacht und diese in halbkugelige messingene Formen gestampft. Die beim Umkehren der Formen auf ein Brett fallenden Kiesstöckel werden an den Seitenwänden und auf den Decken brennender Rösthaufen 3—4 Wochen getrocknet, dann in Haufen ohne Kernbildung geröstet und in Kästen mit 3 durchlöcherten Zwischenböden mit kaltem Wasser ausgelaugt. Die ersten starken Laugen von 30° B. werden cementirt, die schwächern zur folgenden Laugung verwandt und die Rückstände von den 1,35procentigen Kiesen bei 14% Kupferverlust mit 0,2% Kupfer abgesetzt.[2]) Stöckl-röstung

MRAZEK und ESCHKA[3]) haben den Prozess der Stöckelröstung weiter verfolgt. Ihre Untersuchungen bezweckten die Bestimmung des Kupfergehaltes der Stöckel, Ermittlung des Zustands, in welchem sich die Metalle darin befinden, Ermittlung der Auslaugungsfähigkeit und der chemischen Zusammensetzung der erhaltenen Laugen, Fällung des Kupfers aus den Laugen, Ermittlung des dabei stattfindenden Eisenverlustes und Analyse des ausgelaugten Rückstandes.

Da die Kiesstöckl nur wenig Holz beim Rösten bedürfen, so kann dieser Prozess von grosser Bedeutung für Werke sein, welchen nur wenig und theurer Brennstoff zu Gebote steht, namentlich wenn es gelingt, auch in kupferreicheren Kiesen das Schwefelkupfer grösstentheils in Sulphat umzuwandeln. In Freiberg[4]) zeigten sich solche Kiesstöckl nicht haltbar, wahrscheinlich wegen fehlenden Kalkgehaltes.

C. Aelteres Verfahren zu Linz. Zu Linz (S. 612) werden geschwefelte quarzige Erze mit 1—3% Kupfer (die mit 5—7% Kupfer werden separirt behandelt) in 1—2 Cubikzoll dicken Stücken in einem 10 Fuss hohen, oben Linz.

1) Oest. Ztg. 1860. S. 389.
2) Oest. Ztg. 1861. No. 41 u. 50.
3) Verhandl. d. Oest. Ingen.-Vereins, Abtheil. f. Berg- u. Hüttenwesen, Versamml. v. 18. Jan. 1862. — Oest. Ztschr. 1862. No. 23.
4) B. u. h. Ztg. 1862. S. 422.

und unten 18 Zoll und mitten 37 Zoll weiten Zugschachtofen abgeröstet, in welchen durch 5 Canäle von 6 Quadratzoll Querschnitt in der Mitte der Ofenhöhe Luft zugeführt wird. Man zieht die Ofenröstung einer Haufen- und Stadelröstung vor, weil erstere vollständiger ist. Nahe unter der verschliessbaren Gicht des Schachtofens befindet sich ein 15 Zoll weiter und 6 Zoll hoher Canal zur Abführung der Gase in eine 50 Fuss hohe Esse.

Das Erz wird in abwechselnden Lagen mit magern Steinkohlen in den Ofen eingetragen und letztere anfangs durch eine Holzunterlage entzündet. Man chargirt alle $^{5}/_{4}$ Stunden Gichten von 1 Scheffel Erz und 3—4 Schaufeln Kohlen und zieht unten jedesmal 1 Scheffel oder 170—180 Pfd. geröstetes Erz aus. 30 Scheffel Erz, die Ofenfüllung, werden in 36—40 Stunden durchgesetzt und geben 31500 Pfd. geröstetes Erz, und zwar gehen bei 2% Gewichtsverlust auf 100 geröstetes Erz 8,17 magere Steinkohlen.

Nachdem dann das Röstgut gewalzt und in einer Trommel zu 4 Korngrössen von $^{1}/_{4}$—$1^{1}/_{2}$ Zoll separirt, wird dasselbe, die gröberen Stücke zu unterst, in Quantitäten von 150000 Pfd. 2 Fuss 8 Zoll hoch in Säuerungsbecken von 24 Qdtfss. Weite und 5 Fuss Höhe auf einem Rost zu

schwefelsauren Salzen werden in 11 Fuss langen, 8 Fuss breiten und 2½ Fuss tiefen Cementirkästen möglichst warm etwa 24 Stunden mit am Boden liegenden Roh- und Stabeisenstücken in Berührung gelassen, die Lauge abgezapft, in einem Flammofen unter Hinzufügung von Eisen eingedampft und, nachdem Eisenvitriol daraus krystallisirt, zur Auslaugung oxydischer Erze verwandt. Man verbraucht beim Fällen auf 100 Gaarkupfer 196,8 Eisen.

Das Cementkupfer wird auf einem Siebe mit $^1/_{16}$ Zoll weiten Löchern verwaschen, das Siebgrobe von Eisenstücken befreit, das Siebfeine auf Schlämmgräben behandelt und das gereinigte Product — früher im Flammofen (S. 604) für sich — mit reichen geschwefelten gerösteten Erzen im Schachtofen (S. 441) auf Schwarzkupfer verschmolzen.

Reichere Erze mit 4—10% Kupfer werden, wie die reichsten eisenspäthigen Erze (S. 441), im Flammofen geröstet, in kleineren Chargen (60—70000 Pfd.) sulphatisirt, alle 3 oder 4 Tage ausgelaugt, nach 3 Wochen abermals geröstet und zerkleinert, dann fertig sulphatisirt und ausgelaugt. Dabei können die schwachen Laugen von den armen Erzen concentrirt werden.

Die Arbeitskosten, ohne den Werth des Erzes, betragen auf 100 Pfd. Erz 8 Sgr. 4,73 Pf., auf 100 Pfd. Cementkupfer 8 Thlr. 8 Sgr. 4,70 Pf. Man bringt aus armen Erzen durchschnittlich 1,52% Gaarkupfer (bei der älteren Methode der Verschmelzung des Cementkupfers für sich) aus und betragen die ganzen Productionskosten auf 100 Pfd. Erz 6 Sgr. 7,05 Pf. und auf 100 Pfd. Gaarkupfer 15 Thlr. 23 Sgr. 7,93 Pf.

Wie bereits näher beschrieben (S. 610), werden jetzt die gerösteten geschwefelten Erze, wie die oxydischen, mit Salzsäure behandelt.

D. Zu Foldal[1]) in Norwegen (S. 601) erhält man kupferhaltige Laugen durch Verwitternlassen der Erzrinden vom Kernrösten reicherer Kiese mit 2—3% Cu oder durch 5—6monatliches Rösten roher Kiese mit 0,5—1,5% Kupfer Foldal.

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 439; 1862. S. 129. — Handschriftliche Mittheilung des Bergingenieurs Stalsberg zu Kongsberg.

[redacted]



in faustgrossen Stücken in Haufen von 3000—4000 Cbkfss. Inhalt und Aussetzen des Röstgutes an die Luft behuf der Vitriolisirung. Die durch Ueberwässerung der Haufwerke erhaltenen Laugen klären sich in grossen Sümpfen, fliessen oder werden von da in Reservoirs gehoben, die über mit Holzstäben gefüllten Kammern liegen. Der zwischen diesen Stäben herabtröpfelnden Lauge wird Schwefelwasserstoffgas entgegengeführt und das Kupfer als Schwefelkupfer gefällt. Das Gas strömt unten in die Kammern ein und circulirt mehrmals in denselben.

Die Darstellung des Gases (S. 601) findet nach SINDING's Methode auf folgende Weise statt: Der mit einem Rost *a* (Taf. VI. Fig. 144—146), einem Deckel *b* und zwei Formen *c* versehene Gasgenerator *A* wird, nachdem glühende Kohlen auf den Rost gebracht, mit rohem Brennmaterial (Holz, Torf, auch wohl Kohlen) gefüllt und der Gebläsewind angelassen, sobald das Feuer in Folge des natürlichen Luftzuges durch den Aschenfall und Reinigungscanal *d* bis zu den Formen gelangt ist. Bei hermetisch geschlossenem Gichtdeckel treten die erzeugten Gase nebst Wasserdampf, welcher durch die glühenden Kohlen zerlegt wird, nach unten durch den Rost *a* und den Gascanal *h* auf die Feuerbrücke *f*, wo mittelst der Windleitung *i* durch mehrere kleine Oeffnungen *k* an der Feuerbrücke Verbrennungsluft zugeführt wird. Beim Einbringen eines glühenden Eisens durch *e* verbrennt namentlich Kohlenoxydgas, der in dem Raum B dadurch erhitzte Schwefelkies gibt dampfförmigen Schwefel ab und dieser verbindet sich mit dem freien Wasserstoff und dem des Kohlenwasserstoffs zu Schwefelwasserstoff. Dieser, sowie die Verbrennungsproducte ziehen unter dem Rücken *l* hin durch die Canäle *m* und *n* in die Fällkammer. Von Zeit zu Zeit wird ein Theil abgerösteter Kies, welcher leicht verwittert und dabei Kupferlaugen liefert, durch *g* ausgezogen und frischer durch *e* nachgesetzt.

Das gefällte Schwefelkupfer wird mit der entkupferten Lauge in einen zickzackförmigen Canal geführt, in dem ersteres zu Boden fällt, während die Lauge entweder ins Freie geht oder nochmals in den Fällungsapparat gehoben wird.

Der Rückstand aus dem Canal wird in ein Decantirgefäss gethan, die Mutterlauge abgegossen, das Schwefelkupfer als dicker Brei auf grosse hölzerne, mit Tuch überzogene Siebe gebracht, etwas ausgewaschen und die durchs Sieb fliessende Mutterlauge noch über Eisenstücke geleitet. Das dann auf Stellagen getrocknete Product enthält 15—20% Kupfer, ausserdem freien Schwefel, Wasser, Kiespulver und Russ und ist, in grösseren Quantitäten aufbewahrt, zur Selbstentzündung sehr geneigt, kann aber durch festes Zusammenbacken davor behütet werden.

Man hat das Product versuchsweise verschiedentlich behandelt. Nachdem eine Verminderung seines Volumens durch Pressen keinen beträchtlichen Erfolg gezeigt hatte, wurde es geröstet, was aber mit Schwierigkeiten und Verlust verknüpft war. Weder beim Schmelzen im Schacht-, noch im Flammofen erhielt man erwünschte Resultate. Jetzt wird das Product lufttrocken oder zum Theil nach Abdestillation des freien Schwefels in einem Schachtofen auf Stein verschmolzen. Da sich derselbe schwer rösten lässt, so schlägt man beim Schmelzen desselben todt gebrannten Rohstein vom gewöhnlichen Erzschmelzen zu, wodurch bei geringerem Kupferverluste die Arbeit erleichtert wird. Ein theilweises Flammofenschmelzen würde gewiss Vorzüge haben, locale Verhältnisse sind aber einem solchen bisher ungünstig gewesen.

Bei langsamer Röstung in einer Atmosphäre von schwefliger Säure und Wasserdampf geht das Schwefelkupfer leicht in Kupfervitriol über.

Da eine Fällung des Kupfers durch Eisenschwamm nach AAS' Methode[1] vor der SINDING'schen ökonomische Vortheile verspricht und man dabei der immer schwierigen Zugutemachung des Schwefelkupfers entgeht, so werden zu Foldal über beide Methoden vergleichende Versuche angestellt.

Während zu Agordo 1 Tonne (1000 Kil.) Kupfer nach RIVOT auf 947,62 Fr. zu stehen kommt, so kostet sie bei Anwendung von Schwefelwasserstoffgas nach WELTZ nur 519,82 Fr.

---

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 24.

[redacted]



HAUPT-BECCHI's Prozess.

E. Prozess von BECCHI und HAUPT zu Capannevechie bei Massa Maritima (S. 590). Kupferkies[1]), in einen Quarzgang im Jurakalk mit wenig Blende und Schwefelkies eingesprengt, mit $1^3/_4$—2% Kupfer wird in Stücken von 4—5 Centimeter Grösse in Haufen von 200 bis 250 Tonnen à 1000 Kil. Inhalt 12—14 Tage geröstet, das Röstgut unter Pochstempeln und Mühlen zerkleint, gesiebt und in Posten von 2000—2500 Kil. in Doppelröstöfen $2^1/_2$—3 Stunden bei starker Feuerung unter häufigem Umrühren geröstet. Entwickeln sich keine schwefligsauren Dämpfe mehr, so erniedrigt man die Temperatur bis zur Dunkelrothgluth, setzt je nach dem Kupfergehalt 2—8% Kochsalz zu, rührt 10—12 Minuten lang stark um und laugt alsdann das Röstgut aus.

Dieses wird in hölzernen Laugkästen mit Filtrirvorrichtung angefeuchtet, dann mit saurem Wasser ausgelaugt und das Kupfer durch Kalk als Oxychlorid mit Gyps etc. gefällt.

Das Präcipitat verschmilzt man in einem Krummofen mit armen Kupferschlacken auf Stein, diesen nach vorheriger Röstung auf Schwarzkupfer, welches gaar gemacht wird.

Die Productionskosten für 100 Kil. Gaarkupfer, wozu 5500 Kilogr. Erz erforderlich, betragen 120,5 Fr.

Von den Resultaten einer versuchsweisen Kupferextraction nach BECCHI-HAUPT's Methode zu Eppichnellen war S. 591 die Rede.

BISCHOF's Methode.

F. BISCHOF's Methode.[2]) Kalkhaltige Erze werden in einem Kalkofen gebrannt, zur Entfernung des gebildeten Aetzkalkes verwaschen und dann mit Schwefelkies auf Rohstein verschmolzen. Dieser wird in zerkleinertem Zustande bei gelinder Rothgluth in einem Muffelofen geröstet, die gebildeten schwefelsauren Salze mit Wasser extrahirt und der Rückstand mit verdünnter Schwefelsäure behandelt, um alles Kupfer und auch das Silber, wenn nicht zu viel Antimon und Arsen vorhanden, auszuziehen. Sind letztere Stoffe in

1) Erzlagerstätten etc. Toskana's: B. u. h. Ztg. 1856. S. 1; 1861. S. 406. — Metallproduction Italiens: Oest. Ztschr. 1861. No. 50, 52.

2) Mining Journ. Vol. XXXII, No. 1391. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 328.

grösserer Menge vorhanden, so muss der Rückstand mit Kohle und Schwefelkies oder Rohstein nochmals geröstet und mit der vorhin erhaltenen Lauge extrahirt werden. Bei Abwesenheit von Silber ist die zweite Röstung unnöthig.

Das Kupfer wird mittelst Eisens gefällt, das Fällkupfer mit einer Lösung von Kupfervitriol gewaschen, um metallisches Eisen zu entfernen, dann mit Wasser und zuletzt mit einer alkalischen Lösung behandelt, um basisch schwefelsaure Eisensalze zu entfernen, das so gereinigte Product zur Entfernung von Arsen und Antimon noch geröstet und endlich eingeschmolzen.

[redacted]

# III. Zink.

Zinkerze. §. 96. Zinkerze. Von den zinkhaltigen Mineralien werden die nachstehenden hauptsächlich als Zinkerze verhüttet:

Galmei. 1) Die unter dem Namen Galmei vorkommenden gesäuerten Zinkverbindungen, und zwar:

Zinkspath. a) Zinkspath, edler Galmei, $\dot{Z}n\,\ddot{C} = 65{,}20\ \dot{Z}n$ und $34{,}80\ \ddot{C}$ mit 52 % Zn. Meist ist ein Theil des $\dot{Z}n$ durch andere Metalloxyde und Erden ($\dot{F}e$, $\dot{M}n$, $\dot{C}u$, $\dot{C}d$, $\dot{P}b$, $\dot{C}a$, $\dot{M}g$) ersetzt, wodurch der Gehalt an $\dot{Z}n\,\ddot{C}$ bis auf 40 % und mehr sinken kann und die unter dem Namen Eisen-, Mangan-, Blei-, Cadmium-, Kupfer-Zinkspath etc. bekannten Varietäten[1]) entstehen.

Der Zinkspath[2]) findet sich seltener auf Gängen (Grube Breiniger Berg bei Stolberg), als in Lagern, Stöcken, Nestern und Imprägnationen in der devonischen Formation zwischen Kalk und Schiefer [Contactlagerstätten, Nester und Flötze zwischen Rhein und Maas z. B. am Altenberge[3]), bei Welkenrath[3]), Stolberg[3]), Corphalie[3]), Engis[3]), Brilon[4]) und Iserlohn[4]) in Westphalen], im Zechstein (am Hüggel bei Osnabrück), im Muschelkalk [Wiesloch[5])

1) Analysen: Rammelsberg, Handb. d. Mineralchem. 1860. S. 1019. — Muspratt-Stohmann's Techn. Chem. III, 1851.

2) v. Dechen, Statistik des zollver. Deutschl. I, 760. — v. Cotta, Erzlagerst. I, 94.

3) Max Braun, Ztschr. d. deutsch. geol. Gesellsch. 1857. S. 354. — v. Cotta, Erzlagerst. II, 135. — Karst., Arch. 1 R. XVI, 424.

4) v. Cotta, Erzlagerst. II, 133. — Berggeist. 1860. No. 54 u. 81. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 263.

5) v. Cotta c. l. II, 182. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 495; 1861. S. 439. — Alter des Bergbaues: Bgwfd. XVI, 306.

n, Oberschlesien[1]), im Dachsteinkalk in Kärn- im Dolomit in Pennsylvanien[3])] und in der Kreide nder[4]) in Spanien]. In England finden sich bedeu- blagerungen in Sommersetshire, Derbyshire mberland.

ser von andern Zinkerzen ist der Zinkspath wohl enspath, Braun- und Gelbeisenstein, Bleiglanz, Zink- Kupferkies, Weissbleierz etc. begleitet, welche Sub- theils die Zinkgewinnung erschweren, theils eine inigung des Zinks und eine mehr oder weniger um- ie Aufbereitung der Zinkerze veranlassen. Bei den Galmeisorten, welche hauptsächlich nur Thon und igemengt enthalten, beschränkt sich letztere meist Handscheidung mit den Wänden (Stückgalmei) Waschen, Separiren in Trommeln, Setzen und ien mit dem Grubenklein. Der Waschgalmei ist als der Stückgalmei, desgleichen der rothe Gal- en- und manganreicher, als der graue und weisse, lysen von oberschlesischen[5]) und Wieslocher[6]) Gal- n erweisen. Die Schwierigkeit der Verhüttung mit der Grösse des Eisengehaltes wegen der durch von Eisensilicaten bewirkten Verschlackung und ng der Destillirgefässe. Manche Galmeisorten ent- is 2% und mehr Cadmium (Wiesloch), viele sind Arsen, Kupfer etc. und liefern ein ausgezeichnetes ltenberg).

n Galmei anhaftende Gebirgsarten können zum Theil hon) durch längeres Liegen der Erze an der Luft ern) entfernt werden, indem sie beim Umlegen der- fters von selbst abfallen.

Kieselgalmei[7]), und zwar im wasserhaltigen Zu- Kieselgalmei.

Cotta c. l. II, 237.
Cotta c. l. II, 341.
. h. Ztg. 1861. S. 221; 1862. S. 264. — Berggeist. 1858. S. 99.
Cotta c. l. II, 441. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 228; 1861. S. 112,
— Berggeist. 1861. S. 484.
. h. Ztg. 1860. S. 38.
l. 1860. S. 496.
mmelsberg c. l. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 267.

stande als Kieselzinkspath, $\dot{Zn}^3 \dddot{Si} + 2 \dot{H}$ mit 52,5 % Zn und auch $2 \dot{Zn}^3 \dddot{Si} + 3 \dot{H}$ mit 53,7 % Zn und bisweilen einer geringen Menge $\dot{Pb}$; ferner im wasserfreien Zustande als Willemit, $\dot{Zn}^3 \dddot{Si}$ mit 58,1 % Zn, öfters geringe Mengen $\ddot{Mn}$, $\ddot{Fe}$, $\dot{Ca}$ und $\dot{Mg}$ enthaltend.

Der Kieselgalmei bricht meist mit dem Zinkspath (Altenberg, Tarnowitz, Bleiberg etc.), findet sich aber auch zuweilen auf Erzgängen als Begleiter von Bleiglanz, Zinkblende, Weiss- und Grünbleierz (Hofsgrund, Badenweiler und Gersbach in Baden; Matlok in Derbyshire, Wanlockhead und Leadshills in Schottland). Ganz gegen frühere Meinung lässt sich der Kieselgalmei vollständig zugutemachen und gehört zu den besten Erzen (Altenberg). In Pennsylvanien[1]) wird daraus, sowie aus Zinkspath, ein ausgezeichnetes Zink dargestellt, desgleichen in Spanien.

Zinkblüthe. 2) Zinkblüthe, $(\dot{Zn} \ddot{C} + \dot{H}) + 2 \dot{Zn} \dot{H}$ mit 57,1 Zn, wird als derbe homogene Masse von splitterigem Bruche und rein weisser Farbe in Begleitung von Zinkspath und Kieselgalmei in grossen Quantitäten von Cumillas bei Santander[2]) in Spanien (S. 627) exportirt und auf belgischen Hütten zu-

auch wohl geringe Mengen $\dot{P}b$ und $\ddot{S}b$ enthaltend. In der schwarzen Blende steigt der Gehalt an $\dot{F}e$ so bedeutend, dass dieselbe als eine Verbindung von $3\,\dot{Z}n + \dot{F}e$ mit 51,6 Zn angesehen werden kann. Nach MALAGUTI und DUROCHER[1]) besitzen die meisten Blenden einen von einer Spur bis 0,88 % steigenden Silbergehalt, welcher nicht von eingesprengtem Bleiglanz herrührt; zuweilen lässt sich dieser Silbergehalt aus dem Rückstande beim Rösten der Blende gewinnen [Przibramer[2]) Blende mit Spuren bis 13 Loth, durchschnittlich mit 1 — 2 Loth Silber im Centner, Llansamlet bei Swansea[3]) etc.]. Trotz der grösseren Verwandtschaft des Zn zum Ag, als des Pb zum Ag findet sich beim Zusammenvorkommen von Bleiglanz und Zinkblende nur in ersterem ein grösserer Silbergehalt[4]); jedoch gibt es auch Ausnahmen, indem z. B. die Poullaouener Blende zwanzigmal mehr Silber enthält, als der damit einbrechende Bleiglanz.[5]) Auch kommt wohl ein geringer Goldgehalt in der Blende vor [Rammelsberger Erz[6]), Lautenthaler Blende[7])].

Die Zinkblende[8]) findet sich seltener auf Nestern und Lagern [zu Ammeberg[9]) in Schweden in linsenförmigen Anhäufungen in granitartigem Gneiss], als auf Gängen im krystallinischen Schiefer (Freiberg), im Devon (Nassau, Kreis Mühlheim, Meschede und Brilon in Westphalen) und im Kohlengebirge (Oberharz, Stolberg) seltener rein, als mit andern Metallschwefelungen (Bleiglanz, Kupferkies, Schwefelkies, Arsenkies, Silbererzen etc.). In Gross-

1) B. u. h. Ztg. 1851. No. 1.
2) Leoben. Jahrb. 1857. VII, 236, 250, 256.
3) PERCY, Metallurgy. I, 569.
4) KARST., Arch. 2 R. XXV, 190.
5) B. u. h. Ztg. 1862. S. 9.
6) KERL, der Communion-Unterharz. 1853. S. 16. — KERL, Rammelsberg. Hüttenpr. 1861. S. 3; Anh. S. 22.
7) KERL, Oberh. Hüttenpr. 1860. S. 19.
8) Vorkommen: v. DECHEN, Statistik des zollver. Deutschland. I. 700.
9) B. u. h. Ztg. 1859. S. 133; 1861. S. 252. — Berggeist. 1857. S. 514; 1861. S. 484 (daselbst auch übrige Blendevorkommnisse in Skandinavien).

[redacted]



brittanien findet sich die Blende hauptsächlich in Wales, Insel Man, Cornwall, Derbyshire, Devonshire und Irland.

Da die Zinkblende meist mit andern erdigen und metallischen Mineralien vorkommt, so erfordert ihre noch durch das grössere specifische Gewicht erschwerte Aufbereitung meist umfangreiche Anstalten [Freiberg, Oberharz[1]), Immekeppel[2]) bei Bensberg, Ammeberg, Stolberg, Steinenbrück[3]) an der Cöln-Olper Strasse etc.]

Die Zinkblende, früher nur von untergeordneter Bedeutung für die Zinkgewinnung, ist in neuerer Zeit neben Galmei ein Hauptmaterial dafür geworden; ihre Verhüttung stellt sich aber in den meisten Fällen in ökonomischer Beziehung und hinsichtlich der Qualität des ausgebrachten Zinks ungünstiger, als die des Galmeis, was seinen Grund hat:

a) in dem Schwefelrückhalt der abgerösteten Blende, welcher durch Bindung von Zink ein um 1 — 2 % geringeres Ausbringen veranlasst, als aus gleichhaltigem Galmei;

b) in der rascheren Zerstörung der theuren Destillationsgefässe durch beim Rösten gebildete, selten fehlende fremde Oxyde (Bleioxyd, Eisenoxyd, Manganoxyd);

c) in der stärkeren Verunreinigung des Zinks durch häufig anwesendes Cadmium, Antimon, Arsen, Blei, Kupfer etc.;

d) in den grösseren Kosten, welche die Röstung der Blende gegen die Calcination des Galmeis veranlasst.

Zinkische Ofenbrüche. 5) Zinkische Ofenbrüche aus Eisenhohöfen (Gichtschwämme aus Oberschlesischen Hohöfen mit bis 80 % Zn) und aus Bleiöfen (Unterharzer Ofengalmei, Analyse Bd. I. S. 783) werden, z. B. erstere auf Oberschlesischen Zinkhütten, letzterer auf Borbeker Zinkhütte zur Darstellung eines mehr oder weniger reinen Zinkes benutzt.

Probirmethoden. §. 97. Probiren der Zinkerze. Die Zinkerze können auf trockenem und auf nassem Wege untersucht werden.

1) Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860. S. 163.
2) B. u. h. Ztg. 1857. S. 293.
3) Die baulichen Anlagen auf den preuss. Berg-, Hütten- und Salinenwerken, von Schönfelder. 2. Jahrg. 1. Lief. 1862 (mit Zeichnungen).

A. Zinkproben auf trocknem Wege. Diese Proben sind nicht sehr sicher und werden um so unzuverlässiger, je mehr der Zinkgehalt sinkt und fremde Bestandtheile im Probirgut enthalten sind. Bei einem Zinkgehalt von nur einigen Procenten sind die trockenen Proben nicht mehr anwendbar und man muss zum nassen Wege seine Zuflucht nehmen. Werth d Proben

Folgende Proben gehören hierher:

1) Die Destillationsprobe[1]), eine der Zinkgewinnung im Grossen ähnliche Methode, liefert neben metallischem Zink viel Zinkoxyd und gibt sehr ungenaue Resultate. Auf den Oberschlesischen Hütten ermittelt man den Zinkgehalt mittelst eines Probezinkofens und übernimmt den Galmei dann nach der rein empyrischen Königl. Bergtaxe abseiten der Hütten. Destillii probe.

2) Berthier's Methode der indirecten Zinkbestimmung[2]) durch Verflüchtigung des Zinks, Wägung des Rückstandes und Ermittlung des Zinkes aus dem Verluste. Diese Methode gibt bei reichen Erzen, welche frei von metallischen Verunreinigungen sind, annähernd richtige Resultate und kann zur Anwendung kommen, wenn Reagentien für den nassen Weg nicht zur Hand sind. Indirect Zinkbest mung.

a) Von Galmei werden 2 Gramm calcinirt, das gewogene Röstgut (A) mit 0,4—0,6 Gramm Holzkohlenpulver oder Kienruss gemengt, dessen Aschengehalt (g) bekannt ist. Das Gemenge wird in eine mit Kohle ausgefütterte Eisentute (Bd. I. S. 134. Taf. II. Fig. 30. 31) gethan, diese mit einem lutirten Deckel versehen und zur Reduction und Verflüchtigung des Zinkes einer Weissglühhitze im Gebläse- oder Windofen während resp. $^1/_2$ — $^3/_4$ und $1^1/_2$ Stunden ausgesetzt. Der Rückstand im Tiegel wird zur Verbrennung der eingemengten Kohle geglüht, dann gewogen (B) und von diesem Gewichte der Aschengehalt g abgezogen. Die sich ergebende Differenz von dem Gewichte A subtrahirt, ergibt den Gehalt an Zinkoxyd, wovon $^4/_5$ metallisches Zink

1) Bodemann-Kerl's Probirkunst. 1857. S. 411.
2) Berthier, Handb. d. met.-analyt. Chemie. Deutsch v. Kersten. 1836. II. Bd. S. 530. — Kupferschläger, Rép. chim. appliquée. I. 97.

= Z sind. Ist z. B. bei Anwendung von 2 Grm. rohem Galmei zur Probe A = 1,3250 Grm., g = 0,0049 Grm., B = 0,4127 Grm., so ist Z = $^4/_5$ [A — (B — g)] = 0,7337 Zn = 36,8 % Zn im rohen Galmei.

Bei Anwendung dieser trocknen Probe und des volumetrischen Verfahrens wurden nach KUPFERSCHLAEGER[1]) bei Untersuchung verschiedener Galmeisorten nachstehende Resultate erhalten:

| | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Volum. Verf. | 44,93 | 28,90 | 46,27 | 22,69 | 56,19 | 53,02, |
| Trockn. Weg. | 45,37 | 25,23 | 46,38 | 24,15 | 56,20 | 53,77. |

Bei einem Bleigehalt des Galmei's stellt sich in Folge einer Bleiverflüchtigung der Zinkgehalt zu hoch heraus; ein grösserer Eisengehalt veranlasst die Reduction von Eisenkügelchen, welche sich mit dem Magnet ausziehen lassen, dagegen eine Bildung von Schwefeleisen, wenn gleichzeitig Bleiglanz vorhanden. Kieselgalmei wird unter Hinterlassung eines Kieselsceletts oder, bei Anwesenheit von Kalk, eines Kalksilicates völlig zerlegt.

b) Von Zinkblende werden 2 Gramm in einem bedeckten Thontiegel, welcher durch eine kleine Oeffnung im Deckel den flüchtigen Bestandtheilen Ausgang gestattet und in einer unausgefütterten bedeckten Eisentute steht, $^1/_4$ bis $^1/_2$ Stunde in einer so niedrigen Temperatur unter der Muffel geglüht, dass neben den Tiegel auf eine Capelle gesetztes Blei nicht anfängt zu treiben. Stimmen bei wiederholtem Glühen zwei Wägungen überein, so vermengt man den fixen Rückstand, dessen Gewicht bemerkt worden, mit 1 Grm. rostfreier Stabeisenfeile und 1,2 Grm. gaarer Eisenhohofenschlacke, thut das Gemenge in eine mit Kohle ausgefütterte Eisentute, bedeckt dasselbe erst mit Kohlenpulver, dann mit einem lutirten Deckel, erhitzt 1 — 1$^1/_2$ Stunden in der Weissglühhitze und wiegt den erfolgenden Rückstand (Schwefeleisen und Schlacke). Das Gewicht desselben von dem der angewandten fixen Bestandtheile (geglühte Blende, Eisenhohofenschlacke und Eisenfeile) abgezogen, ergibt den verflüchtigten Zinkgehalt, welcher in 2 Grm. rohem Erz ent-

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 220.

halten war. Noch andere flüchtige Metalle im Probirgute beeinträchtigen das Resultat.

Werth der Proben.

B. Zinkproben auf nassem Wege. Geben gleich manche maassanalytische Methoden zur Zinkbestimmung genügende Resultate, z. B. die SCHWARZ'sche[1], so zeichnet sich doch vor dieser, so wie vor allen andern, (z. B. von KIEFFER[2]), C. MOHR[3], F. MOHR[4]) u. A.) die SCHAFFNER-sche Titrirprobe durch Sicherheit, Bequemlichkeit und Schnelligkeit der Ausführung aus, so dass sie für Metallurgen die empfehlenswertheste ist. Bei reineren Erzen, welche namentlich nicht zu viel Eisenoxyd enthalten, gibt die indirecte Probe von SCHMIDT erträgliche Resultate.

SCHAFFNER's Probe.

1) Titrirmethode von SCHAFFNER.[5]) Von reichen Erzen wird $1/2$ Grm., von ärmeren 1 und mehrere Grm. Probemehl in einem Digerirglase unter Zusatz von einigen Tropfen Salpetersäure in Salzsäure gelöst, der Säureüberschuss möglichst verdampft, etwas Wasser hinzugefügt, die vom Rückstand nicht abfiltrirte Lösung mit Ammoniak neutralisirt und sodann ein Gemisch von 1 Theil kohlensaurem und 3 Theilen Aetzammoniak hinzugefügt, in welchem sich das Zinkoxyd bei 10 – 15 Min. langem Digeriren in niedriger Temperatur löst. Man filtrirt, wäscht den Rückstand mit warmem ammoniakalischen Wasser so lange aus, bis mit Schwefelammonium kein Niederschlag mehr kommt, und verdünnt noch etwas mit Wasser. Zur Erzielung richtiger constanter Resultate muss man stets möglichst gleiche Volumina von Wasser und Reagentien anwenden.

In die erkaltete Zinklösung lässt man aus einer MOHR-schen Quetschhahnbürette (Bd. I. S. 153) so lange titrirte Schwefelnatriumlösung, wovon 17 – 18 Cubikcent. 0,2 Grm. chemisch reines Zink fällen, hinzufliessen, als noch ein deutlicher weisser Niederschlag von Schwefelzink entsteht.

---

1) SCHWARZ, Maassanalysen. 1853. S. 123. — Oesterr. Ztschr. 1856. S. 283. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 252.
2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 252, 253.
3) B. u. h. Ztg. 1858. S. 203, 206.
4) B. u. h. Ztg. 1862. S. 252.
5) B. u. h. Ztg. 1856. S. 231, 306; 1857. S. 40.

Dann wird nach STRENG'S[1]) Vorschlag zur Erkennung des Reactionsendes ein etwa 15 Millimet. langes und 6 Millimet. breites Stückchen Druckpapier, welches vorher mit einem durchgesteckten Platindraht beschwert und in eine concentrirte Eisenchloridlösung und dann in Ammoniak getaucht ist, so in die Flüssigkeit geworfen, dass bei richtig gebogenem Draht das Papier sich flach auf den möglichst flachen Boden des Becherglases oder Kolbens auflegt, damit man die Farbe des Papiers durch den Boden des Glases erkennen kann. Beim Eintritt in die Flüssigkeit darf das Papier seine rothbraune Färbung von Eisenoxydhydrat noch nicht ändern und bei Anwendung eines Kolbens muss dessen Hals durch destillirtes Wasser von etwa anhaftendem Schwefelnatrium vorher befreit werden. Unter raschem Umschwenken des Kolbens, wobei das Papier auf dem Boden liegen bleiben muss und nicht von dem Schwefelnatriumstrahl direct getroffen werden darf, lässt man aus der Bürette so viel ganze Cubikcentimeter Schwefelnatriumlösung nach und nach hinzu, bis die braune Färbung des Papiers einen missfarbigen, grünlichen Ton annimmt, was die vollständige Ausfällung des Zinks und eine beginnende Schwefelung des Eisens andeutet. Lässt man die Probe einige Minuten stehen, so wird das Papier dunkelgrün bis schwarz. Nachdem auf diese Weise der Zinkgehalt annähernd gefunden, wiederholt man die Probe nochmals mit der Modification, dass man gleich so viel Cubikcentimeter Normalflüssigkeit zur Zinklösung fügt, dass ihre Menge 1 Cubikcentimeter weniger beträgt, als beim ersten Versuch. Dann erst wirft man das Papier hinein, welches sich nicht färben darf, und tropft immer nur jedesmal 0,2 Cubikcent. Schwefelnatriumlösung so lange ein, bis sich eine Missfarbe am Papier zeigt. Aus der Menge verwandter Normalflüssigkeit lässt sich der Zinkgehalt bis auf einige Zehntel genau berechnen. Die Beobachtung der Färbung des Papiers lässt sich nach JORDAN[2]) dadurch erleichtern, dass man unter das Glas mit dem Papier am Boden einen Spiegel hält.

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 139; 1862. S. 252.
2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 252.

Die Erkennung des Reactionsendes mittelst des bezeichneten Papiers ist sicherer, als nach der ursprünglichen SCHAFFNER'schen Methode mittelst in die ammoniakalische Flüssigkeit eingetröpfelten Eisenchlorids, auch einfacher und schneller zum Ziele führend, als die Anwendung der Tupfmethoden von MOHR [1]) mittelst Bleisalzes oder Nitroprussidnatriums. von GROLL [2]) mittelst Nickelchlorürlösung, von BARRESWILL [3]) mittelst Eisenoxydhydrats auf Biscuit.

Fremde Beimengungen können eine Modification des vorstehenden Verfahrens veranlassen. Ist Eisen in grösserer Menge vorhanden, so hält das durch Ammoniak präcipitirte Eisenoxydhydrat immer Zinkoxyd zurück. In solchem Falle wird der Niederschlag nochmals in Salzsäure gelöst und durch Ammoniak gefällt, oder man neutralisirt gleich beim Auflösen der Probe in Königswasser die Lösung mit Ammoniak oder Soda, kocht mit essigsaurem Natron bis zur völligen Fällung des Eisens, filtrirt, setzt zum Filtrat Ammoniak und kohlensaures Ammoniak und fällt mit Schwefelnatrium. In dem Eisenniederschlag lässt sich nach MARGUERITTE's Methode der Eisengehalt bestimmen.

Mangan fällt bei längerem Digeriren der ammoniakalischen Lösung oder sofort bei Zusatz von einigen Tropfen Brom nieder; oder man kann nach dem Kochen mit essigsaurem Natron, ohne zu filtriren, durch etwas unterchlorigsaures Natron das Mangan fällen, den Ueberschuss des Oxydationsmittels durch Kochen entfernen, filtriren und im Filtrat nach Zusatz von Ammoniak und kohlensaurem Ammoniak das Zink mittelst Schwefelnatriums bestimmen.

Kupfer in geringer Menge lässt sich aus der heissen ammoniakalischen Lösung nach PELOUZE's Methode (S. 324) mittelst titrirter Schwefelnatriumlösung bis zum Verschwinden der blauen Färbung fällen und, nachdem das Schwefelkupfer schnell abfiltrirt, das Zink aus der erkalteten Lösung; auch kann man in solchem Falle eine Tupfprobe mit Vortheil anwenden. Bei grösserem Kupfergehalt (mehr als 2%) fällt man dasselbe aus salzsaurer oder schwefelsaurer

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 252.
2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 263.
3) B. u. h. Ztg. 1858. S. 83.

[redacted]



Lösung entweder durch Eisen oder Schwefelwasserstoff zuvor aus, erhitzt die Lösung zur Bildung von Eisenoxydsalz mit einigen Tropfen Salpetersäure, fügt Ammoniak hinzu und verfährt dann in gewöhnlicher Weise.

Silber, zuweilen in Blenden vorhanden, erfordert eine Abscheidung des beim Lösen in Salzsäure oder Königswasser gebildeten Chlorsilbers durch Filtration.

Die Freiberger Zinkblende, welche stets Arsenkies, Mangan und Kupfer enthält, wird geröstet, in Salzsäure gelöst, eingedampft, mit Ammoniak und kohlensaurem Ammoniak versetzt, die klare Flüssigkeit abfiltrirt, der eisenreiche Rückstand in Salpetersäure gelöst, wiederum mit Ammoniak und kohlensaurem Ammoniak versetzt, erwärmt, Alles filtrirt, das Filtrat mit Schwefelnatrium behandelt und wegen des Kupfergehaltes eine Tupfprobe mit essigsaurem Bleioxyd zur Erkennung des Reactionsendes benutzt, wobei sich der Zinkgehalt bis auf $^1/_2$ % genau ermitteln lässt.

Nach Groll (c. l.) fällt man bei geringem Kupfergehalt der Erze erst das Kupfer durch Schwefelnatrium aus, bemerkt die dazu erforderlichen Cubikcent. Lösung und bringt dieselben bei einem zweiten Versuche, wo man Kupfer und Zink fällt, in Abzug. Zur Erkennung des Reactionsendes lässt man die mittelst einer Nickelchlorür-Tupfprobe zu probirenden Tropfen durch ein kleines Filter auf eine Porzellanschaale laufen und setzt einen Tropfen der Nickellösung so hinzu, dass derselbe in die Mitte der etwas ausgebreiteten Flüssigkeit kommt. Die Reaction ist beendigt, wenn sich um den Rand des Tropfens eine grauschwärzliche Färbung zeigt; bei zu viel Schwefelnatrium wird der ganze Tropfen schwarz. Der Versuch wird dann nochmals wiederholt, die nöthige Menge Schwefelnatriumlösung weniger 1 Cubikcent. hinzugelassen und durch Zutröpfeln von jedesmal 0,2 Cubikcent. die Endreaction herbeigeführt.

Kieselgalmei muss vor dem Auflösen zuweilen durch Glühen mit Soda aufgeschlossen werden.

Geröstete eisenhaltige Blende löst sich unter Bildung basischer Salze selbst beim Kochen nur theilweise in Salzsäure, indem das stark geglühte Eisenoxyd die Löslichkeit

des Zinkoxydes beeinträchtigt. Diese findet aber in Folge einer Reduction des Eisenoxydes zu Oxydul statt, wenn man ein Stückchen metallisches Eisen in die Flüssigkeit legt.

2) Schmidt's indirecte Zinkprobe.[1]) 1 — 2 Grm. feingepulvertes Erz wird bei Galmei calcinirt, bei Blende völlig abgeröstet, das Gewicht wieder bestimmt und die Probe etwa 20 — 30 Min. in einem Kolben mit einem Gemisch von Ammoniak und kohlensaurem Ammoniak digerirt, wobei sich das Zinkoxyd auflöst. Man filtrirt, wäscht aus, glüht den Rückstand, bestimmt dessen Gewicht und findet so den Gehalt an Zinkoxyd, wovon $\frac{4}{5}$ metallisches Zink, aus der Differenz. Schmidt Zinkprob

Wie Percy's Versuche[2]) ergeben, erhält man bei reineren Erzen, wenn sie feingepulvert sind, ziemlich genaue Resultate. Bei Anwesenheit von viel Eisen muss das geröstete Erz durch Königswasser aufgeschlossen und dann erst Ammoniak und kohlensaures Ammoniak hinzugefügt werden. Kommen Zinkspath und Zinksilicat zusammen vor, so findet man den ganzen Zinkgehalt durch letzteres Verfahren, den an Zinkspath durch blosse Digestion mit Ammoniak und kohlensaurem Ammoniak, wenn man nicht zu lange digerirt, weil auch das Silicat etwas davon angegriffen wird.

§. 98. Zinkgewinnungs-Methoden. Die Zinkgewinnungsmethoden beruhen im Allgemeinen darauf, dass man das Zink in den Erzen durch gewisse Vorarbeiten (Calciniren, Rösten) in Zinkoxyd verwandelt und dieses reducirt. Da die Reduction des Zinkoxydes erst bei etwa 1300° C. stattfindet, während das Zink schon bei 1200° C. dampfförmig wird, so ist es nur möglich, dasselbe mittelst eines Destillationsprozesses durch Condensation der Zinkdämpfe in flüssigem Zustande zu gewinnen. Diese muss wenigstens bei 800° C. geschehen, damit die Gase keine Zinkdämpfe mitreissen. Letztere sind stets von bei der Reduction entstandenen Gasen, Kohlenoxydgas und Kohlensäure, begleitet, von denen letztere, sowie auch anwesende Wasserdämpfe und atmosphärische Luft die Zinkdämpfe theilweise wieder Theorie d Zinkgewinnung.

1) Erdm., J. f. pr. Chem. LI, 257. — B. u. h. Ztg. 1851. S. 268.
2) Percy, Metallurgy. 1861. p. 604.

[redacted]



oxydiren, so lange dieselben nicht bis zu einer gewissen Temperatur abgekühlt sind. Um die Oxydation der Zinkdämpfe möglichst zu vermeiden, wendet man durch Calcination von Kohlensäure und Wasser möglichst befreite Erze an und leitet die Zinkdämpfe nach ihrer Bildung so rasch als thunlich in einen stark abgekühlten Raum, welcher nicht zu geräumig sein darf, weil sonst von der darin befindlichen Luft viel Zink oxydirt werden kann. Wollte man zur Abschliessung der Luft die Zinkdämpfe in durch Wasser gesperrte Vorlagen leiten, so würden in Folge ihrer Spannung die Destillationsgefässe nicht dicht zu halten sein und die Reduction verlangsamt werden.

Da bei der Reduction des Zinkoxydes durch Kohle die Bildung von Kohlensäure nicht ausgeschlossen werden kann, die Vorlagen auch stets Luft enthalten, so lässt sich in Gemässheit der oben angegebenen Eigenschaften des Zinks eine geringe Bildung von Zinkoxyd niemals ganz vermeiden. Die Grösse des durch Kohlensäure erzeugten Antheils Zinkoxyd hängt nach MUELLER[1]) wesentlich von der Reductionstemperatur ab. Nach demselben wird

a) die Kohlensäure durch Kohle selbst bei einer niedrigeren Temperatur in Kohlenoxydgas umgewandelt, als bei welcher die Condensation der Zinkdämpfe stattfindet;

b) das Zink destillirt bei beginnender Weissglühhitze;

c) das Kohlenoxydgas reducirt Zinkoxyd bei einer ein wenig höheren Temperatur, als bei welcher die Destillation des Zinks beginnt, gibt Zinkdämpfe und Kohlensäure, welche sofort auf das Zink oxydirend wirkt, sobald das Kohlenoxydgas aufhört zu reduciren und die Zinkdämpfe nicht rasch in einen stark abgekühlten Raum geleitet werden;

d) die Kohle reducirt Zinkoxyd erst bei einer weit höheren Temperatur, als Kohlenoxydgas.

Aus diesen Thatsachen ergeben sich hinsichtlich der Bildung von Zinkoxyd folgende Schlüsse:

a) Kommen bei einer mittleren Temperatur Zinkdämpfe, Kohle und Kohlensäure zusammen, so werden von letzterer sowohl Zink, als Kohle oxydirt.

1) A. MULLER, Métallurgie du zinc. Paris 1862. p. 6. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 324.

b) Ist die Temperatur niedriger als die, wobei die Kohle das Zinkoxyd reducirt, so wird hauptsächlich Zinkoxyd gebildet: $Zn + C + \ddot{C} = \dot{Zn} + C + \dot{C}$.

c) Ist die Temperatur so hoch, dass Zinkoxyd durch Kohle reducirt werden kann, oder höher, so wird das Zink nur wenig oxydirt und hauptsächlich Kohlenoxydgas erzeugt: $Zn + C + \ddot{C} = Zn + 2\,\dot{C}$.

b) Bei Anwesenheit von Wasser gibt $Zn + \dot{H} + C$ in niedriger Temperatur $\dot{Zn} + C + H$, in höherer $Zn + \dot{C} + H$.

Aus Zinkblende lässt sich zwar nach den Versuchen von BERTHIER, PERCY[1]) u. A. durch Erhitzen mit anderen Metallen[2]) und Metalloxyden, mit Kohle, Kalk, Alkalien etc. direct metallisches Zink abscheiden, allein es sind dazu meist sehr hohe Temperaturen erforderlich, die Destillationsgefässe leiden zu sehr und die Production ist bei Vermehrung des Kostenaufwandes durch die Zuschläge eine verhältnissmässig geringe.

Schattenseiten der Zinkdestillirmethoden.

Die üblichen Zinkdestillirmethoden, — sämmtlich auf obigen chemischen Grundsätzen beruhend und sich nur durch die Gestalt der Destillirgefässe unterscheidend, auf welche Localverhältnisse, namentlich die Preise des Thones und Brennmaterials von Einfluss sind — haben wesentliche Mängel, wohin hauptsächlich gehören: die Entstehung von Zinkoxyd und Zinkverlusten durch Verflüchtigung, die unvollständige Ausnutzung des Brennmaterials bei der erforderlichen Anwendung von theuren Destillationsgefässen, der mit grossen Wärme- und Zeitverlusten verbundene nicht continuirliche Betrieb etc.

Verbesserungen.

Diese Uebelstände hat man zu verschiedenen Zeiten durch versuchsweise Anwendung des Schachtofenbetriebes beseitigen wollen, was aber bislang nicht völlig gelungen ist, da man den schädlichen Einfluss der bei Reduction des Zinkoxydes erzeugten Kohlensäure auf die Zinkdämpfe

1) PERCY, Metallurgy. 1861. 1, 541.
2) B. u. h. Ztg. 1861. S. 292. — Polyt. Centr. 1861. No. 21.

[redacted]



nicht zu beseitigen vermag, in Folge dessen man meist mehr Zinkoxyd, als Zink erhält.

Man hat sich deshalb vorläufig darauf beschränken müssen, die Destillationsprozesse durch Einrichtungen zur Ersparung von Brennmaterial und zur möglichst vollständigen Ausbringung des Zinkes zu vervollkommnen, was auch vielseitig gelungen ist.

Die neuesten Bestrebungen [1]) gehen zur Vervollkommnung des Destillirprozesses darauf hinaus, dass man das ganze Verfahren in 2 Manipulationen trennt, in die Erzeugung eines reichen Beschickungsmaterials, des Zinkoxyds, und die Reduction desselben auf gewöhnliche Weise.

Die verhältnissmässig hohen Darstellungskosten des Zinks nach dem üblichen Verfahren, so wie überhaupt dessen Preise gründen sich vorzugsweise auf die Eigenthümlichkeit des Verhüttungsverfahrens, wobei die Erze einen Zinkgehalt von einer gewissen Höhe haben müssen, um sie mit Vortheil verarbeiten zu können. Da ein solcher Gehalt trotz mechanischer Aufbereitung etc. und mehr oder weniger bedeutender Kosten dennoch nie zu einem Grade gebracht werden kann, welcher eine bedeutende Production in einem verhältnissmässig kurzem Zeitraum gestattet, so kommen dadurch die Kosten des Arbeitslohns, der Kohlen und Thongefässe sehr hoch. Es betragen z. B. die durchschnittlichen Kosten eines Ofens pro Tag in Oberschlesien an 5 Thlr., wobei es ganz gleichgültig ist, ob der Ofen nur 1 Ctr. oder mehr Zink liefert. Dadurch nun, dass man die ärmsten Erze ohne Kosten für Aufbereitung etc. in einem kleinen Gebläseschachtofen verarbeitet und das verflüchtigte Zink als Zinkstaub oder Oxyd auffängt, erhält man ein reiches Zwischenproduct, welches dann mit weit mehr Vorsicht und in Folge dessen mit viel geringeren Verlusten und Kosten sich verarbeiten lassen wird. Versuche müssen über die Vortheilhaftigkeit dieses Verfahrens weiter entscheiden, zu dessen Gunsten nachstehende ungefähre Calculation spricht.

Auf den Oberschlesischen Hütten wird der Galmei durchschnittlich mit 15 % Zink und 7 % Verhüttungsverlust ausgebracht, wobei ein Ofen täglich 15 Centner ladet, also

1) Schles. Wochenschr. 1860, No. 17. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 352.

eine Hütte mit 180 Oefen 2700 Ctr. Galmei verhütten würde. Wird dieses Quantum mit etwa 100 Thlr. Kosten auf 540 Ctr. reiches Beschickungsmaterial im Gebläseofen verarbeitet, so sind zu dessen Reduction nur $^{540}/_{15}$ = 36 Oefen erforderlich und die übrigen 144 können gespart werden oder täglich 720 Thlr. (pro Ofen 5 Thlr.). Ausserdem fallen noch die Aufbereitungskosten für Galmei weg und es lassen sich die ärmsten Erze, welche sonst gar nicht zur Verwendung kommen, zugutemachen.

Duclos de Bussois hat dieses Verfahren schon früher empfohlen.[1])

Galmeiwaschrückstand hat man versucht auf nassem Wege auf Zinkoxyd und Chlorzink zugute zu machen.[2])

Manipulationen bei der Zinkgewinnung.

Bei den jetzt üblichen Zinkgewinnungsmethoden kommen nachstehende Arbeiten vor:

I. Abschnitt. Vorbereitung der Erze.

1. Kapitel. Calciniren des Galmeies, Rösten der Zinkblende.
2. „ Zerkleinerung der Erze.
3. „ Gattiren und Beschicken der Erze.

II. Abschnitt. Zinkdestillation.

1. Kapitel. Belgische Methode der Destillation in wenig geneigten Röhren.
2. „ Schlesische Methode der Destillation in Muffeln.
3. „ Englische „ „ „ „ Tiegeln.
4. „ Kärnthner „ „ „ „ stehenden Röhren.
5. „ Versuchsweise Destillation in Schachtöfen.
6. „ „ „ „ Flammöfen.

III. Abschnitt. Weitere Behandlung der Producte vom Zinkhüttenbetriebe.

1. Kapitel. Umschmelzen und Raffiniren des Werkzinks.
2. „ Reduction des Zinkstaubs.
3. „ Zugutemachung der Rückstände und Ansätze aus den Destillirgefässen.

Ueber das Zinkhüttenwesen sind in neuerer Zeit beson-

1) Bgwfd. VI, 377.
2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 305.

[redacted]



ders von THUM[1]), KLEMANN[2]) und MUELLER[3]) wichtige Mittheilungen gemacht.

---

## I. Abschnitt.

## Vorbereitung der Zinkerze.

Vorbereitungsarbeiten.

§. 99. Allgemeines. Die Vorbereitungsarbeiten umfassen die Umwandlung der Zinkerze durch Calciniren (Galmei) oder Rösten (Zinkblende) in Zinkoxyd, sowie die Zerkleinerung, Gattirung und Beschickung der Erze.

---

### Erstes Kapitel.

### Calciniren und Rösten der Zinkerze.

Zweck.

§. 100. Calciniren des Galmeies. Diese Operation bezweckt eine Auflockerung des Erzes behuf leichterer Reduction des Zinkoxydes durch Kohlenoxydgas, sowie die Entfernung von Wasser und Kohlensäure, welche — bei der Zinkdestillation anwesend — Zink oxydiren, Wärme binden und Beschickungsbestandtheile mit fortreissen würden. Der Calcinirverlust beträgt gewöhnlich 25—30 %, kann aber bis 50 % wachsen. Gebrannter Galmei liefert einige Procent Zink mehr, als ungebrannter.

Calcinirmethoden.

Es kommen folgende Calcinirmethoden zur Anwendung:

Schachtofencalcination.

A. Calcination in Schachtöfen, hauptsächlich für Stückgalmei in Anwendung, weil sich kleinere Stücke zu dicht auf einander legen und ein gleichmässiges Glühen erschweren. Das Erhitzen des Erzes kann geschehen:

1) durch lagenweises Einschichten von Brennmaterial unter das Erz, wobei zwar die Wärme am vollständigsten ausgenutzt wird, aber bei zu hoch steigender

---

1) F. A. THUM, über den Zinkhüttenbetrieb der Altenberger Gesellschaft, in: B. u. h. Ztg. 1859. S. 405.

2) L. KLEMANN, die Zinkgewinnung in Oberschlesien. Mit 3 Zeichn. Breslau 1860. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 163.

3) M. ADRIEN MULLER, Métallurgie du zinc. Paris 1862. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 324.

Temperatur eine Zinkreduction und Verflüchtigung eintreten kann und das Erz durch die Asche des Brennmaterials verunreinigt wird.

Diese wegen ihrer grossen Production am häufigsten angewandte Methode wird z. B. am Altenberge in der Weise ausgeführt, dass man in den Schachtofen (Bd. I. S. 400. Taf. VII. 155, 156) abwechselnde Lagen von bis zu 15 Centim. Dicke zerkleinten Galmei und Brennmaterial (magere Steinkohlen und Koksklein) einträgt. Wenn nach dem ersten Ausziehen die Oberfläche des Erzes gleichmässig gesunken ist, so wirft man 14 — 16 Schaufeln voll Brennmaterial darüber, lässt dann dicke, darauf kleinere Galmeistücke folgen, füllt die Zwischenräume mit Feinkorn aus und bringt dann in derselben Weise eine zweite Schicht ein. Man sucht, namentlich bei heftigem Wind und unregelmässigem Ofengang, den Ofen so zu heizen, dass die Oberfläche des Erzes möglichst eben bleibt; zeigen sich Unebenheiten, so füllt man dieselben mit etwas Kohlen und dann mit Erzstücken aus. Im Winter wendet man besser reine Kohlen, im Sommer dagegen ein Gemisch von gleichen Theilen Kohlen und Koks an. Je nach den Witterungsverhältnissen werden die Erze während 24 Stunden 4—6 mal ausgezogen und zwar jedesmal an allen 4 Oeffnungen 16 bis 18 Karren. Ein Ofen verarbeitet in 24 Stunden 25000 Kil. rohen Galmei mit 18—20 % preuss. Scheffeln Kohlen bei etwa 27 % Calcinirverlust.

2) Erhitzen des Erzes durch Flammenfeuerung, welche Methode für Stückgalmei neben der vorigen in Ausführung ist und deren Uebelstände theilweise nicht zeigt, aber leichter ein ungleichmässig gebranntes Product liefert.

Die Oefen haben an ihrem Umfange entweder mehrere Feuerungen (belgischer Ofen Bd. I. S. 403. Taf. VII. Fig. 163, 164) oder nur eine Feuerung, wie ein in Südspanien[1]) häufig angewandter Ofen (Taf. VII. Fig. 149, 150), welcher in 24 Stunden 5 — 8 Tonnen calcinirten Galmei liefert, während ein solcher mit 2 Feuerungen bis 10 Ton-

1) Revue universelle. 1862. VI. an. 2 livr. p. 254. — B. u. h. Ztg. 1862 S. 360.

[redacted]



nen mit 8—9 % Kohlen und 6 Mann Bedienung bei 33 % Gewichtsverlust produciren kann. *a* Feuerung. *b* Abrutschfläche. *c* Ausziehöffnung. *d* Chargiröffnung. *e* Gasabzug.

Flammofen-calcination. B. Calcination in Flammöfen. Dieselben gestatten keine so grosse Production, als die Schachtöfen, und werden hauptsächlich für Erzklein angewandt; dickere Stücke lassen sich nur schwierig wenden und brennen nicht gleichmässig durch.

Es kommen zur Anwendung:

Altenberger Hütten. 1) Flammöfen mit eigener Feuerung. Derartige Oefen mit doppelter Sohle sind auf den Werken der Altenberger Gesellschaft, z. B. auf der Zinkhütte zu Moresnet und der Grube Welkenrath bei Aachen (Taf. VII. Fig. 151—154.), in Anwendung. *a* untere Herdsohle. *b* obere Herdsohle. *c* Feuerbrücke. *d* Rost. *e* Schüröffnung. *m* Fuchs zur Abführung der verbrannten Gase etc. in die Esse. *n* Gewölbe zum Trocknen der Erze, von welchem dieselben durch die verschliessbaren Oeffnungen *o* auf den oberen Herd, von diesem durch die Oeffnungen *p* auf den untern Herd und von diesem durch die Canäle *q* in den Gewölbraum *g* gelangen, zu welchem die Canäle *r* führen. Das auf dem Gewölbe *n* getrocknete Erz bleibt unter öfterem Wenden 6 Stunden auf dem oberen, dann eben so lange auf dem unteren Herd, worauf dasselbe zur Abkühlung durch *q* in die Gewölbe *g* gezogen wird. Man calcinirt in 24 Stunden durchschnittlich 8000 Kil. (4 Posten à 2000 Kil.) Galmei mit 15—16 preuss. Scheffeln Kohlen bei 27—30 % Calcinationsverlust.

2) Flammöfen, mit den Feuergasen aus den Destilliröfen geheizt. Derartige Oefen gestatten zwar eine Ersparung an Brennmaterial, können aber den Zug im Destillirofen beeinträchtigen oder diesen abkühlen.

Moresnet. a) Bei belgischen Röhrenöfen legt man zuweilen (z. B. zu Moresnet), wenn es der Raum gestattet, den Destilliröfen entsprechend zwei Calciniröfen neben einander oberhalb der obersten Röhrenreihe (Taf. VII. Fig. 155, 156). Die aus dem Destillirofen *A* oben austretende Flamme gelangt durch den Schlitz *a* auf den Herd *b* des Calcinirofens, auf welchen durch *c* Galmei gestürzt worden ist. Die

Flamme aus beiden Oefen gelangt durch den gemeinschaftlichen Canal *d* in eine 7 Metr. hohe Esse und wird durch Einsetzen von Steinen in den Feuercanal regulirt. Der calcinirte Galmei wird durch den Canal *e* in das Gewölbe *f* gezogen, und zwar verarbeitet man in 24 Stunden 1800 bis 2000 Kil. Erz.

Dadurch, dass man zu Moriston bei Swansea immer 4 Destilliröfen zusammenlegt, wird die Nutzbarmachung der aus denselben abgehenden Flamme zum Rösten befördert.

b) Bei den schlesischen Oefen in Oberschlesien selbst (Bd. I. S. 539. Taf. XIII. Fig. 321) liegen neben zwei Destillationsräumen und nur durch eine Scheidewand davon getrennt zwei überwölbte Räume *d* zur Calcination des Galmeies durch die Gase der Destilliröfen, welche man zweckmässig nicht am Boden, sondern mehrere Zoll über der Sohle des Destillirraumes einleitet, damit sich die Züge nicht verstopfen. Ein Ofen fasst gewöhnlich bei mindestens 20 Quadratfuss Grundfläche 7—8 Ctr. Galmei, welcher öfters umgekrählt und etwa einen halben Tag lang calcinirt wird. Man regulirt den Zug durch Oeffnen der Feuerungsthür oder mehr oder weniger Schliessen der Esse und der im Gewölbe angebrachten Oeffnungen mit Ziegelsteinen. Der in nicht zu dicken Stücken angewandte, gut gebrannte Galmei bleibt, in haselnussgrosse Stücke zerschlagen, nach dem Ausziehen so lange vor dem Ofen liegen, bis er in den Destillationsofen eingesetzt werden soll. Der Schmelzer verrichtet die Calcination nebenbei mit seinen andern Hauptarbeiten. Die Berechnung des Ausbringens geschieht — ungeachtet, dass der Calcinationsverlust bei den verschiedenen Galmeisorten oft sehr schwankend ist, von 30—50 % — immer mit Bezug auf den rohen Galmei, welcher den einzelnen Oefen vorgewogen wird. Oberschlesien

Zur Lydogniahütte röstet man in 24 Stunden auf einmal 15 metr. Centner, à 100 Kil., zur Lippine dagegen nur 4 metr. Ctr. auf einmal in 12 Stunden, hat aber für jedes Ofenmassiv 2 Röstöfen, so dass in 24 Stunden ebenfalls ungefähr 15 metr. Ctr. verarbeitet werden, wovon bei 30 bis 34 % Röstverlust etwa 10 metr. Ctr. Röstgut erfolgen. Dieses reicht aus, um täglich 2 Destilliröfen mit

[redacted]



20 Muffeln (jeder bei 25 Kil. Einsatz per Muffel) zu speisen. Oefen mit mehr als 20 Muffeln erfordern grössere Calcinirräume.

Belgien u. Westphalen. Bei manchen schlesischen Oefen neuerer Construction in Belgien und Westphalen (Taf. VIII. Fig. 186, 187) hat man die Calcinirräume entweder ganz von den Destilliröfen weggelassen oder in solche Entfernung davon gelegt, dass ihr abkühlender Einfluss wegfällt, welchen der frischeingefüllte, zuweilen nasse Galmei durch die dünne Scheidewand hindurch auf die zunächst liegenden Muffeln nicht ohne Influenz auf das Ausbringen ausübt.

Röstverhalten. §. 101. Rösten der Zinkblende. Dasselbe bezweckt die Umwandlung des Schwefelzinks in Zinkoxyd, was nicht ohne Schwierigkeiten ist, weil das gleichzeitig gebildete schwefelsaure Zinkoxyd sich erst bei starker Rothglühhitze unter Bildung von Zinkoxyd, schwefliger Säure und Sauerstoff, nebst wenig schwefelsauren Dämpfen, zersetzt (Bd. I. S. 26) und die Dichtigkeit der Blende dem Eindringen des Sauerstoffs Widerstand leistet, so dass beim Rösten derselben in grösseren Stücken stets ein roher Kern zurückbleibt.

Obgleich manche Blendesorten (z. B. manche in dichten, derben, wenig krystallinischen Massen vorkommende rheinische Blenden von hell- und aschgrauer Farbe) einmal entzündet forträsten, so geben dieselben doch beim Rösten von Bruchstücken in Schachtöfen aus dem oben angeführten Grunde immer noch zu schwefelreiches Röstgut und jeder Schwefelrückhalt bindet bei Destillation einestheils Zink, anderntheils befördert er die Bildung von leichtschmelzigem, die thönernen Destillirgefässe stark angreifenden Schwefeleisen. Wo Schachtöfen zur Verarbeitung von Zinkblende in Stücken angewandt werden [früher zu Linz[1]) und Corphalie[2])], beabsichtigt man weniger eine Röstung, als ein Mürbebrennen harter Erze zur Erleichterung des Zerkleinerns.

Röstmethoden. Um die Blende für die Zinkgewinnung gehörig vorzu-

1) Berggeist 1858. S. 565, 662. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 191.
2) Ann. d. min. 1 livr. de 1844. p. 202, 269. — Bgwfd. X, 270, 282.

bereiten, bedarf es einer möglichst gleichmässigen Zerkleinerung derselben wenigstens bis zu 2 Linien mittlerer Korngrösse und einer anhaltenden Abröstung bei zuletzt gesteigerter Temperatur in Flammöfen oder, wenn gleichzeitig die entwickelte schweflige Säure in Dampfform zur Sulphatisation von Kupfererzen (Linz S. 619, Stadtbergen S. 612) oder zur Darstellung von Schwefelsäure (Stolberg, Przibram) angewandt werden soll, einer Röstung in Gefässröstöfen. Das Decrepitiren mancher Blendesorten, z. B. der harzer und einiger rheinischer, begünstigt die Röstung. Aber in selbst gut gerösteten Blenden, welche selten über 15—16 % Röstverlust erleiden, bleibt gewöhnlich immer noch 1—1½ % Schwefel, weniger als Schwefelzink — durch Zerklopfen der Körner am rohen Kern zu erkennen — als als schwefelsaures Salz zurück, welches letztere sich durch das äussere Ansehen nicht zu erkennen gibt und nur durch sehr hohe, grossen Brennmaterialverbrauch veranlassende Temperaturen zu entfernen ist. Wegen seiner basischen Beschaffenheit lässt sich das Zinksalz durch Wasser auch nicht auslaugen. Je niedriger die Rösttemperatur, um so mehr schwefelsaure Salze bilden sich.

Der summarische Schwefelrückhalt lässt sich ähnlich, wie bei einem gerösteten Bleierze, durch eine Titrirprobe mit Chlorbarium[1]) (S. 168) ermitteln, welche durch WILDENSTEIN[2]) dadurch sicherer gemacht ist, dass man das überschüssig zugesetzte Chlorbarium, nachdem die Flüssigkeit mit Ammoniak neutralisirt worden, durch eine Lösung von neutralem chromsauren Kali zurücktitrirt. Den Titer der Flüssigkeiten stellt man so, dass 1 C. C. Chlorbariumlösung 0,015 Grm. Schwefelsäure und 1 C. C. Chromlösung 0,01 Grm. Schwefelsäure entspricht. Bestimm eines Sch felrückhal

Der als Schwefelzink zurückbleibende Antheil Schwefel kann annähernd durch Bleipapier in nachstehender Weise[3]) bestimmt werden:

Man versetzt ein bestimmtes Volumen (etwa 1 Löffel voll) der gerösteten, feingeriebenen Blende in einem Probe-

1) Oest. Ztschr. 1862. S. 306.
2) Ztschr. f. analyt. Chem. von FRESENIUS. 1. Jahrg. 3. Hft. S. 323.
3) B. u. h. Ztg. 1862. S. 360.

[redacted]



glas mit 3—4 kleinen Stücken schwefelfreien Galmeizinkes, fügt aus einer graduirten Bürette etwa 5 C. C. Salzsäure, mit einer gleichen Menge Wasser verdünnt, hinzu, bedeckt das Probeglas mit einem feuchten Bleipapier und erhitzt über einer Spirituslampe. Dabei entwickelt sich Schwefelwasserstoffgas, welches je nach seiner Quantität das Bleipapier mehr oder weniger dunkel färbt. Man kann danach die Schwefelmenge bis auf $^1/_4$ % genau taxiren, wenn man bei Anwendung von Blenden mit bekanntem Schwefelgehalt vorher bestimmte Färbungen des Papieres hervorgebracht hat. Die Probe muss stets unter gleichen Umständen ausgeführt werden, namentlich muss das Erhitzen immer gleich langsam geschehen.

Kosten der Galmei- und Blende-röstung.

Die Röstkosten für Blende sind viel höher, als für die Calcination des Galmeies. Auf den Werken der Altenberger Gesellschaft zu **Borbeck** und **Oberhausen** beträgt der Kohlenverbrauch auf 100 Kil. aus Blende dargestellten Zinkes für die Röstung derselben 128 Kil., dagegen für 100 Kil. Zink aus Galmei nur 13—15 Kil. Kohlen für die Calcination. Auf 100 Kil. geröstete Blende, aus welcher man 36 % Zink ausbringt, kommen 45 Kil. Steinkohlen und 1,4 bis 1,5 Fr. Kosten, worunter sich 0,3 Fr. für die Zerkleinerung der Blende befinden.

Werth der Zinkblende.

Galmei und Blende haben bei der Verhüttung gleichen Werth, wenn die Gestehungskosten der letzteren um so viel geringer sind, als die Mehrkosten der Blenderöstung gegen die Galmeicalcination betragen. Soll der ausbringbare Metallgehalt beider verglichen werden, so muss man bei der Blende den durch Schwefel zurückgehaltenen Zinkgehalt — auf jedes Atom Schwefel 1 Atom Zink — in Abzug bringen. Ausserdem üben auf den Werth der Blende ausser ihrem Zinkgehalt die fremden Beimengungen einen wesentlichen Einfluss aus, so dass eine ärmere Blende werthvoller sein kann, als eine reichere.

Einfluss fremder Beimengungen.

Fremde Beimengungen, welche in der Blende weit häufiger vorkommen, als im Galmei, können nicht nur das Zink verunreinigen und die Destillirgefässe zerstören (S. 630), sondern auch beim Rösten schädlich wirken und dann gewisse Modificationen bei letzterem veranlassen.

Schwefelblei, Schwefelantimon und Schwefelkupfer führen leicht Sinterungen herbei, erfordern vom Anfang an eine niedrige Temperatur und tragen deshalb zu einer reichlichen Bildung von schwefelsauren Salzen bei.

Schwefelkies macht zwar die Röstung lebhafter, befördert aber die Bildung von Zinkvitriol, gibt bei Anwesenheit von Kieselerde leichtschmelzige Eisensilicate und das gebildete Eisenoxyd, sowie unzersetztes Schwefeleisen greifen die Destillirgefässe stark an; ähnlich verhalten sich die schwarzen eisenreichen Blenden, z. B. die von Holzappel und von Welmich am Rhein, welche dann bei allmälig gesteigerter Temperatur geröstet werden müssen. Zu Steinfurt[1]) bei Stolberg hat man die Destillirmuffeln zum Schutz gegen die zerstörende Wirkung der Eisensilicate glasirt.

Quarzhaltige Blende muss gleich vom Anfang an und während der ganzen Dauer der Röstung einer ziemlich hohen Temperatur ausgesetzt werden, damit sich nicht zu viel schwefelsaures Zinkoxyd bildet, also gegen Ende der Operation keine zu hohe Steigerung der Hitze erforderlich ist. bei welcher eine Verschlackung vorhandener fremder Oxyde eintreten würde. Zinkoxyd gibt mit Kieselsäure auch ein Silicat, welches erst bei Weissglühhitze frittet[2]), mit Säuren behandelt aber gelatinirt, was bei Verarbeitung der gerösteten Blende auf Chlorzink störend wirken kann [Oberharzer Versuche[3])]. Die Schwerlöslichkeit der gerösteten, geglühtes Eisenoxyd enthaltenden Blende wird nach Ramdohr aufgehoben, wenn man ein Stück Zink oder Eisen hinzufügt, welches das schwerlösliche Oxyd zu Oxydul reducirt.

Kalkige und thonige Blenden, welche geneigt sind, die beim Rösten gebildete Schwefelsäure zurückzuhalten, setzt man gleich anfangs einer hohen Temperatur aus.

Beim Rösten silberhaltiger Blende findet ein mit der Rösttemperatur wachsender Silberverlust statt (Bd. I. S. 93), weshalb man solche Erze in sehr feinem Zustande vorsich-

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 92.
2) Percy, Metallurgy. 1861. I, 536.
3) B. u. h. Ztg. 1853. No. 3. — Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860. S. 19.

tig in gewöhnlichen Flammöfen mit Flugstaubkammern (Swansea) oder in Muffelröstöfen behandelt, wenn gleichzeitig die schweflige Säure benutzt werden soll (Przibram). Nach MALAGUTI und DUROCHER[1]) enthält das beim Destilliren gerösteter silberhaltiger Blende erfolgende Zink nur Spuren von Silber, dagegen setzt sich letzteres in Kügelchen an den Wänden der Retorte etc. an.

Röstmethoden.

Wie bereits angeführt, kommen hauptsächlich nachstehende Röstmethoden zur Anwendung:

Flammofenrösten.

1) **Rösten der Zinkblende in Flammöfen**, und zwar seltener in solchen mit einem, als mit zwei übereinander liegenden Herden (Werke zu Borbeck und Oberhausen, Llansamlet bei Swansea).

Um den Röstprozess in der Gewalt zu haben, wird das Heizen besser durch eine besondere Feuerung, als durch die abgehende Hitze aus den Destilliröfen bewerkstelligt.

Die Flammöfen mit doppelter Sohle gestatten die vollständigste Abröstung, indem die Erze auf der oberen Sohle bei steigender Temperatur vorbereitet werden und dann auf der unteren Sohle, behuf ihrer völligen Entschwefelung, eine stärkere Hitze ertragen können, ohne zu frittiren.

len Seiten derselben liegen Fischbauchroststäbe. Beim Schüren wirft man die Steinkohlen auf die Eisenplatte, nachdem man vorher die Koks von derselben auf die seitlichen Roste geschoben hat. Durch letztere dringt heisse Luft und verbrennt die auf der Eisenplatte entwickelten Steinkohlengase vollständig.

Zu Llansamlet[1]) bei Swansea wird silberhaltige gemahlene und durch ein Cylindersieb mit 225 Löchern pro Quadratzoll gesiebte Blende in Doppelöfen geröstet, deren oberster Herd 15 Fuss lang, 9 Fuss breit ist und 5 Fuss höher liegt, als der untere eben so breite, aber 12 Fuss lange Herd. Höhe der Feuerbrücke 2 Fuss 4 Zoll. Das Herdgewölbe befindet sich in der Mitte 3 Fuss 4 Zoll, am Ende nur 1 Fuss über der unteren Herdsohle und ist mit 2 Oeffnungen von 6 Zoll Quadrat und darüber mit Trichtern versehen, deren jeder 1/2 Tonne Blende fasst. Man röstet eine Post von 1 Tonne, indem man alle 10 Minuten umführt, 11 Stunden auf dem oberen und dann 11 Stunden auf dem unteren Herd, wo dann das Entweichen der schwefelsauren Dämpfe aufhört. Llansamlet.

Das mit aller Sorgfalt geröstete Erz wird entsilbert und erst der Rückstand davon zur Zinkgewinnung benutzt. Die rohe Blende mit 37% Zink gibt Röstgut mit 43,4%, so dass ein Zinkverlust von 2% stattfindet, von welchem sich noch 1/2% in dem aufgefangenen Rauch nachweist.

Zuweilen wendet man in England auch die Hitze aus den Destilliröfen an und röstet Posten von 5 Centnern sowohl auf dem oberen, als auf dem unteren Herd von 10 Fuss Länge und 6 Fuss Breite je 12 Stunden lang. Auch hat man Oefen mit 1 Herd, in welchen man in 24 Stunden 16 Ctr. Erz bei 20% Verlust mit 2 Tonnen Kohlen abröstet, jedoch nur bei dem kaum noch in Anwendung befindlichen englischen Destillationsprozess.

Doppelöfen mit treppenförmiger Sohle, mittelst directer Feuerung oder durch die abgehende Flamme aus den Destilliröfen geheizt, sind auf der grossen VIVIAN'schen Zinkhütte zu Moriston bei Swansea in Anwendung.

1) PERCY, Metallurgy. I, 567.

[redacted]



Stolberg.

Auf Zinkhütten bei Stolberg (Heinrichshütte und Friedrich-Wilhelms-Hütte) wird die Blende theils in einherdigen Flammöfen (Taf. VII. Fig. 157, 158) — *a* Rost. *b* Feuerraum. *c* Herd. *d* Fuchs. *e* Feuerbrücke. *f* Arbeitsöffnungen. *g* Zugcanal — oder vortheilhafter in Doppelöfen, theils in combinirten Muffel- und Flammöfen abgeröstet, und zwar in letzteren, wenn die beim Rösten entwickelte schweflige Säure zur Schwefelsäurebereitung benutzt werden soll (Waldmeisterhütte).

Achenrain.

Zu Achenrain[1]) in Tyrol fand früher die Röstung der Zinkblende in Doppelöfen durch die abgehende Hitze aus den Destilliröfen statt und zu Davos[2]) in Graubündten wurde dieselbe, mit Kalk zu Ziegeln geformt, erst in einem Schachtofen, dann im Flammofen abgeröstet.

Zuweilen findet man in den aus den Flammöfen zu den Essen führenden Füchsen grössere Mengen von basisch schwefelsaurem Zinkoxyd abgesetzt, welche wieder auf den vorderen Theil des Röstherdes gebracht werden können.

Gefässofenröstung.

2) Rösten der Zinkblende in Gefässöfen. Dieses mit einem grösseren Aufwand an Brennmaterial in Verbindung stehende Verfahren kommt zur Anwendung, wenn die schweflige Säure, ohne mit den Feuergasen in Berührung zu sein, abgeleitet und zu irgend welchem Zweck benutzt werden soll, z. B. zur Sulphatisation von Kupfererzen (Stadtbergen S. 612), zur Darstellung von Schwefelsäure etc. (Stolberg, Przibram). Die Oxydation der wegen ihrer Dichtigkeit schwierig zu röstenden Blende wird wohl noch durch Zuleiten von Gebläseluft (Linz S. 620) oder heisser Luft [Crockford's Methode[3])] befördert. Da in Gefässöfen wegen mangelnder Temperatur das schwefelsaure Zinkoxyd nicht völlig zersetzt wird, so muss das daraus hervorgegangene Röstgut entweder nochmals im Flammofen bei höherer Temperatur geröstet werden (Linz), oder man combinirt einen Muffelofen mit einem Flammofen in der Weise, dass

1) Bgwfd. IX. 289. 305. — Oest. Ztschr. 1858. S. 91.
2) Dumas, angew. Ch. IV. 60. — Ann. d. min. 2 sér. IV, 105. — Berth., met.-analyt. Ch. II. 523. — Lamp., Fortschr. 1839. S. 249. — Dingl., XXXVI, 172. — Bgwfd. VI, 377; IX, 310.
3) B. u. h. Ztg. 1859. S. 176.

die Feuergase, nachdem sie den muffelförmigen Raum umspielt haben, in einen darüber befindlichen Herd und von da in die Esse gelangen. In dem Muffelraum wird die Blende vorgeröstet und schweflige Säure nutzbar gemacht, auf dem Flammofenherd aber todtgeröstet (Stolberg). Kommt es bei Verarbeitung silberhaltiger Blende darauf an, behuf der Silberextraction schwefelsaure Salze zu bilden, so genügt ein Muffelofen allein; man legt aber wohl über denselben einen zweiten, um die von ersterem abgehende Hitze auszunutzen (Przibramer Doppel-Muffelröstofen.)

a) Rösten der Zinkblende in Muffelöfen. **Rösten in Muffelöfen.**

Zu Linz[1]) am Rhein wird sehr harte quarzige Stück-Zinkblende in einem 10 Fuss hohen, oben 18 Zoll und mitten 37 Zoll weiten Schachtofen in abwechselnden Lagen mit Brennmaterial (Holz, Koksklein, Rostkoks) bei Zuleitung von Gebläseluft durch Formen in der Mitte des Ofens mürbe gebrannt. Man calcinirt in 24 Stunden 6—10 Chargen Blende mit 2—3 preuss. Schfln. Koks und hält die Gicht des Ofens bedeckt, um die entwickelte schweflige Säure durch einen 15 Zoll weiten und 6 Zoll hohen Canal unterhalb derselben zu den Sulphatisationskästen (S. 620) ableiten zu können. Das mürbe gebrannte Röstgut wird mit Handfäusteln in Stücke von höchstens $1/2$ Cubikzoll Grösse zerschlagen, zur Separation des anhaftenden Zinkoxydes auf Sieben mit $1/12$ Zoll weiten Löchern durchgerättert und das Siebfeine mit Blendesetzgraupen in dem Rhodius'schen Gefässofen zur möglichst raschen Gewinnung eines Theils schwefliger Säure abgeröstet. **Linz.**

Der Muffelröstofen, von ähnlicher Construction wie die Blenderöstöfen von Graham (Bd. I. S. 534. Taf. XII. Fig. 283—285) und Anthon[2]), hat die Bd. I. S. 534 angegebene Einrichtung. Man rührt die Blende in Zwischenräumen von 2 Stunden mittelst einer durch die Schauöffnung gesteckten Eisenstange um und zieht sie nach 11—12stündiger Röstung, nachdem die Arbeitsthüren weggenommen, in eiserne Karren aus. Dann wird das Röstgut, welches etwa

1) Berggeist. 1859. No. 45. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 438.
2) Bgwfd. X, 217; XII, 565.

²/₃ seines Schwefelgehaltes verloren hat, noch in einem Flammofen todtgeröstet.

Man verröstet in 24 Stunden 5540 Pfd. Blende — die Füllung für 54 Muffeln à 51 Pfd. — mit 24—26 Scheffel Backkohlen oder 100 Pfd. Blende mit 4,05 preuss. Scheffel Backkohlen bei 1,26 Arbeitstagen und 22% Verlust.

Neuerdings hat dieses Röstverfahren aufgehört, indem man die Kupfererze nur noch mit Salzsäure behandelt (S. 610).

Przibram. Zu Przibram[1]) wird silberhaltige Blende (S. 629) behuf Darstellung von Schwefelsäure in Bleikammern und von schwefelsauren Salzen für die Silberextraction (S. 154) in Doppelmuffelröstöfen geröstet (Taf. VII. Fig. 159—163). *a* oberer und *b* unterer Herd. Die Sohle des oberen Herdes besteht aus 9 gusseisernen, sich auf 1 Zoll überdeckenden Platten, der untere aus feuerfesten Ziegeln. Die hintere Begrenzung des innern Röstraumes des unteren Herdes bildet einen Vorsprung *c*, um dadurch beim Auffallen des im oberen Herde getrockneten und theilweise abgeschwefelten Erzes der Herdsohle mehr Festigkeit zu geben. Ueberdies sind beide Herde an dem Puncte *d* durch Ziegelstücke unterstützt. An die Sohlplatten des oberen Herdes, sowie

Canäle *l* und *m* enthalten Schlitze *o*, in denen zur Regulirung des Ofenzuges Schieber angebracht sind. Die Erhitzung des unteren Herdes erfolgt vom Feuerraum *p* aus, welcher 4 Roste *q*, jeden mit einer eisernen Heizthür *r* enthält. Die Roststäbe liegen beiderseits in gusseisernen Unterlagen *s*; zu den Aschenfällen *t* führen Canäle *u* mit Thüren, theils um den Luftzug zu reguliren, theils um dieselben reinigen zu können.

Die Erwärmung des oberen Herdes geschieht durch die während der Röstung im Feuerraum sich entwickelnden Verbrennungsproducte, welche, theils um einem zu raschen Entweichen derselben zu begegnen, theils um im Feuerraum die Hitze mehr zu concentriren, den Weg durch die in den beiden Scheidemauern *v* und *v'* angebrachten Züge nehmen, wo sie im Canal *w* aufsteigen, die Sohle des oberen Herdes bestreichen und durch die Kammer *x* in die seitwärts stehende Esse entweichen. *z* Putzthüren zum Ausräumen der Flugasche. Einsätze von 6—7 Ctrn. werden in 8 Stunden abgeröstet.

b) Rösten der Zinkblende in combinirten Muffel- und Flammöfen.

Ein Theil der auf den Stolberger Zinkhütten [1]) verarbeiteten Blende wird behuf Gewinnung von schwefliger Säure in einer chemischen Fabrik (Waldmeisterhütte) in einem Ofen mit zwei untereinander befindlichen Herden geröstet. Der untere muffelförmige Herd wird von unten in der Art auf 7 Rostfeuerungen durch Steinkohlen geheizt, dass behuf rauchloser Verbrennung die gasförmigen Verbrennungsproducte — unter Zuleitung von Luft noch durch besondere Züge unter den Herd — von der ersten Feuerung über die zweite, die der ersten und zweiten über die dritte etc. ziehen, dann an der hintern schmalen Seite in den oberen Herd treten und von hier durch einen geneigten Fuchs in die Esse gelangen. Durch die Arbeitsöffnungen, welche für beide Herde an den entgegengesetzten Seiten liegen, bringt man zunächst auf den untern Herd da, wo sich die erste und zweite Feuerung befinden, 10 Ctr. Blende, wendet die Charge nach 4 Stunden, vertheilt sie auf dem nächsten

Stolberg

1) Plattner's Röstprozesse. 1856. S. 34. — Oest. Ztschr. 1858. S. 101.

[redacted]



leeren Platz des Herdes so, dass hinter demselben noch zwei Drittel der Herdfläche frei bleiben, und besetzt den vorderen frei gewordenen Platz wieder mit einer Post roher Blende. Das Fortrücken und Eintragen neuer Chargen wird alle 4 Stunden wiederholt, bis nach Einbringung der sechsten Post, also nach 20 Stunden, der untere Herd seine volle Ladung von 60 Ctr. Blende hat. Jetzt wird nach 4 Stunden die vom Ende des unteren Herdes auf den oberen geschaffte Post so weit ausgebreitet, dass $^5/_6$ der Herdfläche frei bleiben. Man wiederholt nun alle 4 Stunden das Fortrücken der Blende auf dem oberen Herd, wie auf dem unteren, entfernt, wenn auf letzterem sich auch 6 Posten befinden, die zuerst auf den untern Herd gesetzte Post gut gerösteter Blende und gibt unten eine frische nach. Man röstet bei diesem Verfahren, ohne krählen zu müssen, in 48 Stunden 120 Ctr. Blende mit verhältnissmässig wenig Steinkohlen ab und erhält vom unteren Herde etwa $^2/_3$ des vorhandenen Schwefels als schweflige Säure, welche in Schwefelsäurekammern tritt.

---

## Zweites Kapitel.

## Zerkleinerung der calcinirten oder gerösteten Erze.

Klaubarbeit. §. 102. Zerkleinerung des Galmeies. Der calcinirte Galmei wird häufig vor der Zerkleinerung einer Klaubarbeit unterworfen, indem man die eisenschüssigen Sorten von den reineren trennt und namentlich den vom Feuer wenig veränderten Kieselgalmei aushält.

Walzen und Mahlen. Während aus später zu erörternden Gründen die schlesische Zinkdestillirmethode ein gröberes Korn des Erzes verlangt und ein Zerschlagen des calcinirten Erzes bis zur Haselnussgrösse genügt, so erfordert der belgische Prozess ein feineres Korn, welches bei den härtern Galmeisorten durch Walzen (Kieselgalmei), bei den übrigen aber durch Mahlen erreicht wird. Hierzu dienen hauptsächlich Kollermühlen (Taf. VII. Fig. 164—166), bei welchen zwei gusseiserne Walzen *a* um eine stehende Welle *b* in einem oder besser in verschiedenen Kreisen auf einer Eisenplatte *c*

laufen. Das zerkleinte Erz fällt nach der Mitte zu in eine geneigte Siebtrommel *d*.

Derartige Vorrichtungen gewähren neben geringem Kraftaufwand und wenig Unterhaltungskosten eine bedeutende Leistungsfähigkeit, indem z. B. zu Moresnet mit Walzen von 1,60 M. Durchmesser, 0,35 M. Breite und 3200 Kil. Gewicht in 12 Stunden bei einem Kraftaufwand von etwa 3 Pferden 15000—18000 Kil. Galmei gemahlen werden.

Zu Angleur hat man die Production durch Zusammenwirkenlassen von zwei Mühlen noch mehr gesteigert. Bei der obersten Mühle, einer gewöhnlichen Kaffeemühle ähnlich, bewegt sich ein abgestumpft konischer canelirter gusseiserner Körper von etwa 1½ Fuss mittlerem Durchmesser in einer entsprechend geformten Schaale in vertikaler Richtung. Das Gemahlene gelangt aus der Mühle in eine Siebtrommel und von dieser das Siebfeine auf eine gewöhnliche Kollermühle. Mittelst dieser Vorrichtung zerkleinert man mittelst einer 10—12 pferdigen Dampfmaschine 40000—50000 Kil. Galmei in 12 Stunden.

§. 103. Zerkleinerung der Zinkblende. Die Blende bedarf nach dem Rösten keiner weiteren Zerkleinerung, da eine solche schon vor demselben geschehen muss (S. 647) und zwar mittelst Walzens oder auf Kollermühlen, wenn sie nicht schon bei der Aufbereitung in passendem Aggregatzustande erfolgt. Blendezerkleinerung.

---

### Drittes Kapitel.

## Gattiren und Beschicken der Zinkerze.

§. 104. Gattiren. Zur Erzielung eines mittleren Metallgehaltes bei verschieden reichen Erzen, namentlich aber zur Conservirung der Destillationsgefässe müssen stark basische, Eisenoxyd und Kalk enthaltende Erze mit kieseligen und thonigen vermengt werden. Solche eisenoxydreichen Erze entziehen den Destillirgefässen Kieselsäure, die entstehenden Löcher veranlassen Zinkverluste, es fliesst bei Muffeln die gebildete Schlacke durch deren Zweck.

[redacted]



Boden und es wird auch der Herd von derselben stark angegriffen. Durch Anwendung glasirter Muffeln[1]) hat man z. B. auf der Hütte zu Steinfurt die Schwierigkeiten zu beseitigen gesucht, welche die sehr eisenreichen Wieslocher Sand- und Schlammerze veranlassten. Besonders schädlich für die Thongefässe ist ein Gehalt des Erzes an Bleioxyd, welches sehr leichtflüssige Bleisilicate liefert.

Da der Destillationsprozess bei der schlesischen Methode länger dauert, als bei der belgischen, so leiden dabei die Gefässe durch basische Erze weit mehr, als bei letzterer.

Zweck. §. 105. Beschicken. Zur Reduction des Zinkoxydes wird das Erz mit 45 — 46 %, selten bis dem gleichen Gewichte eines Gemenges von mageren, möglichst schwefel- und schieferfreien Steinkohlen und Koksklein beschickt (auf 100 Kilogr. Erz mit 1 Scheffel Kohlen à 45—46 Kilogr.). Beide Materialien, für sich angewandt, geben kein so gutes Zinkausbringen, als ein Gemenge zu etwa gleichen Theilen. Steinkohlen wirken zwar kräftiger reducirend, als Koks allein, indem wahrscheinlich die anfangs entwickelten Steinkohlengase beim Durchdringen des Erzes sehr feinzertheilten Kohlenstoff absetzen; aber die gleichzeitig entstehenden Wasserdämpfe scheinen die Bildung des später zu erwähnenden Zinkstaubes zu befördern. Durch theilweise Ersetzung der Steinkohlen durch Koks wird die Menge der Wasserdämpfe vermindert. Ausser als Reductionsmittel wirkt der Ueberschuss an Kohle als Auflockerungsmittel. Um das Zink vollständiger bei niedriger Temperatur auszutreiben, gibt man wohl auf manchen Hütten einen Zusatz von Kochsalz, welches gleichzeitig zum Glasiren der Thongefässe dient. Kieselgalmei wird zwar bei sehr hoher Temperatur schon durch Kohle allein zerlegt[2]), indess muss man die Abscheidung des Zinkes bei niedrigerer Temperatur durch einen Zuschlag von kalkigen Erzen oder von Kalk, — nach SCHOONBROODT[3]) von 15 — 25 % — befördern. Zu

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 92.
2) PERCY, Metallurgy. I, 537, 596.
3) ARMENGAUD's Génie industriel, Jan. 1860. p. 45. — DINGL., Bd. 157. S. 61.

Castrillon[1]) in Spanien, wo seit etwa 10 Jahren Zinkgewinnung nach belgischer Methode stattfindet, wird ebenfalls der Kieselgalmei mit Kalk beschickt. Zinkische Ofenbrüche, je nach ihrer Dichtigkeit uncalcinirt oder calcinirt und mehr oder weniger zerkleint, bedürfen mehr Kohle, als Galmei, und werden entweder für sich oder mit letzterem verarbeitet.

Da die Reduction des Zinkoxyds hauptsächlich durch Kohlenoxydgas geschieht, so bedarf es keiner sehr innigen Mengung des Erzes mit Kohle und letztere ist zweckmässiger, um das Eindringen des Kohlenoxydgases zu erleichtern, in Erbsen- bis Haselnussgrösse, als in Pulverform anzuwenden. Verfahr

Um bei der belgischen Destillationsmethode in Röhren möglichst viel Beschickung in letzteren zu lassen und dadurch eine Brennmaterialersparung herbeizuführen, wendet man das Erz in feinzertheiltem Zustande an, befeuchtet die Beschickung zur Verhütung des Stäubens und drückt sie fest in die Röhren ein. Dagegen nimmt man beim schlesischen Ofenbetriebe das Erz am besten in Haselnussgrösse, weil beim Einwerfen der trocknen Beschickung in die Muffeln sich zu stark zerkleintes Erz in Folge seines grösseren specifischen Gewichts von den Reductionskohlen trennen, meist auf den Boden der Muffeln fallen und ein verringertes Metallausbringen stattfinden würde. Kommt ein stark zerkleintes Erz, z. B. Blende, zur Verhüttung, so feuchtet man die Kohle etwas an, damit das Erzpulver an derselben anhaftet.

Das Beschicken geschieht durch Vermengen der Materialien in einem Holzkasten (Taf. VIII. Fig. 204) mit oder ohne Zusatz von Wasser. Ein Zusatz von 4—5 % Kochsalz zu den ersten 3—4 Beschickungen trägt zum innern Verglasen der Destillationsgefässe bei.[2])

---

1) Tunner's Bericht über die Lond. Industrieausst. v. 1862. Wien 1863. S. 21.

2) Bgwfd. IX, 562.

[redacted]



## II. Abschnitt.

## Zinkdestillation.

Theorie. §. 106. Allgemeines. Wird die Erzbeschickung in einem passenden Destillirgefässe mit Vorlage bei hinreichender Temperatur (S. 637) erhitzt, so treten bald nach dem Laden der Gefässe, unter stürmischer Entwicklung von Steinkohlengasen, Zinkdämpfe in die Vorlage. Da letztere anfangs noch nicht die erforderliche höhere Temperatur zur Umwandlung der Zinkdämpfe in flüssiges Zink besitzt und bei ziemlich niedriger Temperatur im Ofen absichtlich kühl gehalten wird, so geben die Zinkdämpfe ein pulverförmiges Sublimat (Zinkstaub, Zinkgrau, Poussière), welches durch die rapide entwickelten Steinkohlengase theilweise mit fortgerissen wird, beim Zusammentreffen desselben mit Luft an der Mündung der Vorlagen mit grünlich weisser Flamme verbrennt [1]) und die nächsten Partien gelblich weiss beschlägt. Man pflegt dieses Product, welches im Wesentlichen aus feinzertheiltem metallischen Zink, Zinkoxyd — durch Wasserdämpfe aus den Steinkohlengasen und durch die Luft in den Vorlagen gebildet — und flüchtigen Bestandtheilen (Cadmium, Antimon, Arsen etc.) besteht, in vor die Vorlagen gesteckten Gefässen aufzufangen und demnächst wieder zu gute zu machen. Da der Zinkstaub von unreineren Erzen stets ein hartes Zink gibt, so sucht man seine Entstehung möglichst zu beschränken (z. B. durch theilweises Ersetzen der Reductionskohlen durch Koks, S. 658), gewinnt aber davon immer noch 9—10 % der ganzen Production.

Hat nach einigen Stunden, etwa 2 — 3 Stunden vom Chargiren ab, die Vorlage eine höhere Temperatur angenommen, so condensirt sich das Zink darin meist in flüssigem Zustande und die Zinkstaubbildung nimmt immer mehr ab, dauert aber bis zum Ende der Destillation. Dieses wird dadurch angezeigt, dass bei allmälig verstärkter Feuerung

---

1) D'ARCET, über Brennbarkeit des Zinks: Recueil de la société polytechnique, par MOLÉON. 3 sér. Tom. 10. p. 112. Nach ANDREWS gibt in Sauerstoff verbrennendes Zink 1301 Wärmeeinheiten, während Eisen 4134 gibt.

an der Mündung der Vorlage gar keine oder nur noch eine kleine Zinkflamme zum Vorschein kommt. Verschwindet dieselbe zu früh, so sind gewöhnlich die Destillirgefässe schadhaft geworden, durch die Ritzen derselben zieht Luft ein und das etwa destillirte Zink ist stark oxydirt. Das Zink wird entweder noch flüssig in eiserne Formen gegossen (belgische und schlesisch-belgische Methode), oder dasselbe tropft aus den Vorlagen in Reservoirs (Tropflöcher), erstarrt darin und muss dann nochmals in thönernen oder eisernen Kesseln umgeschmolzen werden. Unreines Zink wird dabei einer Läuterung unterworfen.

Nachdem dann die Rückstände aus den Destillirgefässen gezogen und etwaige Ansätze aus denselben ausgeräumt worden, gibt man eine neue Charge.

Die Reduction findet gleich gut statt, mag man Galmei oder gut geröstete Blende von gleichem Zinkgehalt anwenden, zuweilen reducirt sich letztere leichter, als ein kieseliger Galmei. Dagegen stellt sich aus angegebenen Gründen (S. 630, 648) die Blendeverhüttung in ökonomischer Hinsicht und was die Reinheit des Zinks anbetrifft, ungünstiger, als die Arbeit mit Galmei.

Die Zinkdestillirmethoden, welchen sämmtlich die vorstehende Theorie zum Grunde liegt, unterscheiden sich wesentlich nach der Gestalt der Destilliröfen und namentlich der Gefässe zum Erhitzen des Erzes, indem man die Destillation in Muffeln (schlesische Methode), in mehr oder weniger horizontalen Röhren (belgische Methode), in Tiegeln (englische Methode) und in vertikalen Röhren (kärnthner Methode) ausführt. Letztere beiden Methoden werden kaum noch angewandt und die Zinkgewinnung in Schacht- und Flammofen ist zeither auch nur eine versuchsweise gewesen, so dass es sich bei Auswahl einer Destillirmethode nur um die belgische oder schlesische handelt. Zinkdestillirmethoden.

Die Hauptbasis für die Zinkerzeugung aus nicht zu armen oder zu theuren Erzen sowohl, als auch für die Auswahl des Destillirverfahrens bilden hauptsächlich die Preise es d Brennmaterials und Thones. Bei dem jetzigen Stande der Zinkgewinnung ist z. B. in Belgien nur dann noch ein Hüttenbetrieb vortheilhaft, wenn der Preis der Kohlen Basis für die Zinkerzeugung.

[redacted]



nicht über 15 Fr. pro 1000 Kilogr. und der für ein gleiches Gewicht Thon nicht über 35 Fr. bei Erzen mit 45 % Zink steigt.

Der Hüttenbetrieb gestaltet sich um so vortheilhafter, je geringer die Transportkosten für Erze, Thon und namentlich Kohlen sind, indem sich der Verbrauch von diesen drei Materialien etwa so stellt, dass 50 % auf Kohlen, 35 % auf Erze und 15 % auf Thon kommen. Man muss deshalb das Erz zu den Kohlen führen.

**Vergleichung der Zinkgewinnungsmethoden.**

Bei der Auswahl und Vergleichung[1]) der Zinkgewinnungsmethoden kommen hauptsächlich folgende Puncte in Betracht:

**Angewandte Brennstoffe.**

1) Der Preis und die Qualität der Kohlen. Als Brennmaterial bedarf es zur Hervorbringung der erforderlichen hohen Temperatur einer guten Steinkohle; seltener, und dann gewöhnlich mit zu bedeutenden Kosten, sind Holz [Achenrain[2]), Bleiberg und Raibl[3]), Davos[4])] und Torf[5]) in Anwendung gekommen. Oefen mit Gasfeuerung[6]) haben sich in Oberschlesien wegen zu rascher Zerstörung des Feuerungsraumes nicht bewährt.

**Steinkohlenverbrauch.**

In belgischen Oefen, wo die Röhren von der Flamme rings umspielt werden, ist der Kohlenverbrauch geringer, als bei den andern Destillirmethoden, bei welchen die Flamme den Boden der Gefässe (Muffeln, Tiegel) nicht trifft. Auf 1 Ctr. Rohzink kommen in Belgien 6—8 Ctr. fette, in Schlesien 10—15, selbst 20 Ctr. magere und in England an 25 Ctr. gute Steinkohlen; bei dem nicht continuirlichen Betriebe der kärnthner Methode ist die Wärmeausnutzung am unvollständigsten. Sind die Kohlen mager und brennen nur mit kurzer Flamme (Oberschlesien), so lässt sich wegen der grossen Entfernung der oberen Röhren vom Roste die belgische Methode gar nicht anwenden. Hätte man in Oberschlesien gleich reiche Erze und gleich gute Kohlen, wie in Belgien,

1) Ann. d. min. 1840. livr. 1. p. 85; 1844. livr. 2. p. 275; 1846. livr. 5. p. 541. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 101; 1861. S. 430.
2) Bgwfd. IX, 289, 305.
3) Oesterr. Ztschr. 1853. S. 6.
4) Bgwfd. VI, 377; IX, 310.
5) Bgwfd. V, 317.
6) Karst., Arch. 2 R. XXIII, 729. — B. u. h. Ztg. 1850. S. 667.

so würde bei der schlesischen Methode der Verbrauch an letzteren weit unter 10 — 15 Ctrn. pro Ctr. Rohzink herabgehen, aber doch immer etwas höher bleiben, als bei der belgischen Methode.

Fette Kohlen gestatten die Vortheile der Klinkerrostfeuerung (Bd. I. S. 181), wie in Belgien, Westphalen, England etc., während sich bei mageren Kohlen eine zu aschenhaltige, trockene Schlacke bildet, welche bei heller Rostfeuerung von oben entfernt werden muss. Die aus den Fettkohlen entstehenden Koks sind aufgebläht, porös und leichter verbrennlich, als wenig oder gar nicht aufgeblähte Koks in verschiedenen, nicht zusammenhängenden Bruchstücken. Fette Kohlen entwickeln beträchtliche Mengen Gas, welches im Ofen eine gewisse Spannung erhält und in Folge dessen beim Verbrennen eine anhaltende, starke, einen regelmässigen Betrieb gestattende Gluth hervorbringt. Magere Kohlen geben anfangs auch viel Gase, deren Spannung aber bald nachlässt, weshalb man zur Erreichung desselben Zweckes mehr davon aufwenden muss und nur durch jedesmaliges Aufgeben grosser Quantitäten Kohle den Ofen periodisch in starke Gluth versetzen kann.

Die Bestrebungen, durch Vergrösserung der Destillirgefässe oder Vermehrung der Anzahl derselben zu einer Brennmaterialersparung und Erhöhung der Production zu gelangen, haben nicht immer zum gewünschten Ziele geführt, indem über eine gewisse Grenze hinaus die Zinkverluste sehr stiegen, der Thonverbrauch grösser wurde und der Brennmaterialverbrauch nur unbedeutend oder gar nicht, bei erschwerter Arbeit, abnahm. Während an den belgischen Oefen nur wenig verändert worden, so ist bei den schlesischen Oefen durch Ableitung der Flamme nach unten (belgisch-schlesisches System), so wie durch Anbringung von 2 Muffelreihen über einander (Doppelmuffelöfen zu Birkengang bei Stolberg) eine nicht unbedeutende Brennmaterialersparung erzielt. Eine solche gewährt auch neben Verminderung der Arbeitslöhne und bei grösserer Uebersichtlichkeit eine sorgfältige Calcination des Erzes (S. 644) und das Brennen der Muffeln durch die abgehende Flamme der schlesischen Oefen. Bei belgischen Oefen liesse sich

Erstrebt Kohlenersparung.

[redacted]



Aehnliches erreichen, aber man vermeidet zur Erhaltung einer gleichmässigen Destillation und eines besseren Ausbringens meist die Nebenbenutzung der Feuergase, sowie auch bei den neueren belgisch-schlesischen Oefen (S. 646).

Werth der honsorten.

2) Der Preis und die Qualität des Thones. Die Güte des feuerfesten Thones (Bd. I. S. 355) zu den Destillirgefässen, zum Ofenbau etc. bildet einen der wichtigsten Puncte für die Zinkgewinnung, welche in hohen Temperaturen geschieht, und die Sorgfalt, mit welcher die feuerfesten Materialien [1]) dargestellt werden, hat den wesentlichsten Einfluss auf den Erfolg des Betriebes. Durch Aussetzung von Prämien für die Schmelzer und die Muffel- und Röhrenförmer, deren Gefässe am längsten halten, sucht man eine möglichst lange Dauer derselben zu erzielen.

Der ausgezeichnetste Thon für Zinkhütten ist der belgische Thon von Andenne [2]) (Bd. I. S. 357), so dass derselbe in England selbst (bei Swansea) nicht durch die guten englischen und schottischen Thone [3]) (Bd. I. S. 356) ersetzt werden kann. Weniger feuerbeständig sind viele rheinischen Thone (Bd. I. S. 358) — rühmlichst bekannt sind die Vygenschen feuerfesten Producte [4]), — desgleichen die in Oberschlesien angewandten polnischen Thone. [5])

ubereitung es Thones.

Vor seiner Verwendung wird der getrocknete feuerfeste Thon durch Handrammen (Lydogniahütte), meist aber unter Kollermühlen (S. 656) zerkleint, welche durch Pferde (Silesiahütte) oder durch Dampfkraft (Belgien, Westphalen) in Bewegung gesetzt werden.

---

1) Ueber feuerfeste Materialien: B. u. h. Ztg. 1861. S. 335, 389, 438; 1862. S. 116, 262, 327. — Berggeist. 1861. No. 104; 1862. No. 48. — Prüfung des Thones auf seine Feuerbeständigkeit nach Bischoff: Dingl., Bd. 159. S. 54; Bd. 161. S. 208, 291; Bd. 164. S. 116. B. u. h. Ztg. 1861. S. 408; 1862. S. 18. — Prüfung nach Otto im Sefström'schen Ofen: Dingl., Bd. 163. S. 193; B. u. h. Ztg. 1862. S. 263, 240. — W. Paulssen, die natürlichen u. feuerfesten Thone. Weimar 1862.

2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 262.

3) B. u. h. Ztg. 1862. S. 116. — Tunner's Ber. über d. Lond. Ind.-Ausst. von 1862. Wien 1863. S. 22.

4) Berggeist. 1861. No. 104.

5) B. u. h. Ztg. 1861. S. 431. — Dingl., Bd. 159. S. 238.

Beim schlesischen Zinkdestillirverfahren verbraucht man weniger, aber schwieriger und langsamer anzufertigende Thongefässe, als bei dem belgischen, weil die nur an beiden Enden unterstützten Röhren leichter reissen und sich krümmen, als die mit ihrem Boden aufstehenden Muffeln. Auf 1 Ctr. producirtes Zink kommen etwa 3 Fr. für Röhren und 2 Fr. für Muffeln. Die Thongefässe der englischen Tiegelöfen halten sehr lange, weshalb man bei sehr billigen Steinkohlen den englischen Prozess wohl noch hier und da in England findet [Neath[1]) bei Swansea]. Ein weniger feuerbeständiger Thon (Oberschlesischer Thon) kann sich noch zur Herstellung von Muffeln eignen, wenn er für den belgischen Röhrenofenbetrieb nicht mehr passt. Wollte man die zur Verflüchtigung des Zinks in den oberen Röhren erforderliche Hitze erzeugen, so würden die unteren Röhren aus solchem Thone nicht widerstehen. Thonverbrauch.

Während in Oberschlesien die magere Beschaffenheit der Steinkohlen, der höhere Preis des minder feuerbeständigen Thones und der geringere Metallgehalt der Erze nur eine Anwendung von Muffelöfen zulassen, so arbeiten belgische und westphälische Zinkhütten theils nach belgischem (Moresnet, Angleur, St. Leonard, Mühlheim an der Ruhr), theils nach schlesischem System (Flône, Valentin Cocq, Borbeck, Stolberg), wobei nahe dieselben Darstellungskosten bei gleich günstigen Verhältnissen zur Beschaffung von Kohlen, Erzen und Thon erwachsen (siehe §. 119 A.). Der Mehrverbrauch an Thon bei Röhren wird durch den Minderverbrauch an Steinkohlen gegen Muffeln nahe ausgeglichen. In Belgien kommt der feuerfeste Thon etwa noch einmal so theuer, als die Kohlen, und man wird unter sonst gleichen Umständen nach dem Schwanken dieses Verhältnisses in dieser oder jener Gegend das eine oder andere System der Zinkverhüttung vorziehen. Wie bereits (S. 662) angeführt, erzielt man in Belgien nur noch einen Gewinn, wenn bei Erzen mit 45 % Zink 1000 Kilogr. Kohlen nicht über 15 Fr. und 1000 Kilogr. Thon nicht über 35 Fr. kommen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 430.

[redacted]



Nach einer älteren Angabe stellen sich z. B. die Kosten für 1000 Kilogr. verarbeiteten Galmei auf der Stolberger Hütte (Schlesische Methode) zu denen auf der Altenberger Hütte zu Moresnet (Belgische Methode) wie folgt:

| | Stolberg. | Altenberg. |
|---|---|---|
| Für Muffeln oder Röhren etc. . | 0,941 Fr. | 8,913 Fr. |
| „ feuerfeste Steine, Eisen, Stahl etc. . . . . . . | 2,140 „ | 6,513 „ |
| „ Steinkohlen . . . . . . | 22,887 „ | 18,477 „ |
| „ Arbeitslöhne . . . . . . | 13,020 „ | 14,226 „ |
| | 38,988 Fr. | 48,129 Fr. |
| Für 1000 Kilogr. ausgebrachtes Zink . . . . . . . . | 195,235 „ | 160,430 „ |

Der Preis der Steinkohlen ist auf beiden Werken zu 11 Fr. pro 1000 Kilogr. angenommen.

Die Differenz zu Gunsten Stolbergs beträgt 9,141 Fr. Berechnet man aber die Kosten auf 1000 Kilogr. ausgebrachtes Rohzink, so stellt sich der Nutzen zu Gunsten der Altenberger Hütte heraus, was seinen Grund in dem grösseren Zinkgehalt des behandelten Galmeies und nicht in der angewandten Methode hat. Je reicher das Erz, um so mehr gehen die Kosten herab (S. 640).

In §. 119 A. ist eine Zusammenstellung der Darstellungskosten für 100 Kilogr. Zink beim Arbeiten nach dem belgischen (Moresnet) und belgisch-schlesischen System (Valentin Cocq) gegeben.

Einfluss auf die Auswahl der Destillirmethode.

3) Der Zinkgehalt der Erze. Die Verhüttbarkeit ärmerer Erze wird stets von den Preisen der Kohle, des Thons und der Arbeitslöhne abhängig sein. Bei den in Belgien gegebenen Preisen der genannten Erfordernisse (S. 665) können Erze unter 40 % Zinkgehalt nicht mehr mit Vortheil verhüttet werden, in Schlesien dagegen, wo jene niedriger sind, noch Erze mit 18—20 %. Das Ausbringen in Muffeln ist grösser, als in Röhren, indem bei der längeren Dauer des Prozesses die Rückstände in ersteren ärmer ausfallen, weshalb für ärmere Erze, welche keine grossen Zinkverluste vertragen können, sich die schlesische Methode empfiehlt und zwar auch noch um deswillen, weil sich bei den zinkarmen, an Erden und Eisenoxyd reichen

Erzen mehr oder weniger gefrittete Ansätze bilden, welche gewaltsam losgebrochen werden müssen. Dabei widerstehen Muffeln besser, als Röhren.

Zinkausbringen.

Erfahrungsmässig bringt man in den älteren schlesischen Oefen (in Oberschlesien aus Erzen mit 20% Zink 15%) mehr Zink aus, als in den neueren belgisch-schlesischen (bei Galmei sind 13, bei Blende 15—16 % Zinkverlust gestattet), was seinen Grund in dem Mangel der Essen an ersteren zu haben scheint. Während in schlesischen Oefen bei geringen Verletzungen der Thongefässe, in Folge der vorhandenen Pressung der Verbrennungsgase, der Zinkverflüchtigung entgegen gewirkt wird, so findet in den belgisch-schlesischen Oefen mit Essen mehr ein Saugen und somit eine grössere Zinkverflüchtigung statt.

Je reicher ein Erz ist, um so geringer braucht die Temperatur beim Destilliren zu sein; je grösser die Production, um so weniger Arbeitslöhne pro Ctr. ausgebrachtes Zink braucht man zu geben. Danach ist das Zink um so billiger darzustellen, je reicher das Erz.

Einfluss auf die Auswahl der Destillirmethode.

4) Der Aggregatzustand der Erze. Für Erze von gröberem Korn eignen sich besonders Muffelöfen (S. 659), für Schliege mehr Röhrenöfen (S. 659) in Bezug auf das Metallausbringen. Da Blende behuf ihrer Verröstung stets in stark zerkleintem Zustande zur Destillation gelangt, so wird sie am zweckmässigsten in Röhren behandelt (Mühlheim, Linz, Corphalie etc.), während indess Localverhältnisse, z. B. hohe Thonpreise, nur die schlesische Methode zulässig machen können (Borbeck). Je nach den Localpreisen wird Galmei von gröberem Korn in Muffeln (Oberschlesien, Stolberg, Westphalen) oder fein gemahlen in Röhren (Moresnet, Belgien, Iserlohn) destillirt.

Schädlicher Einfluss fremder Oxyde.

5) Die Qualität der Erze hinsichtlich der fremden Beimengungen. Die basischen Oxyde greifen die Thongefässe um so mehr an, je länger der Destillationsprozess dauert und je mehr die Erze mit den inneren Wänden der Thongefässe in Berührung kommen, weshalb ihre Wirkung beim schlesischen Prozess grösser ist, als beim belgischen. Daher eignen sich eisenhaltige Blenden und Galmeie mehr für letzteren; der in grobem Korn angewandte Galmei

[redacted]



gibt weniger Berührungspuncte mit den inneren Wänden der Gefässe, als die feingemahlene Blende. Entstehen flüssige Schlacken bei der Destillation, so können dieselben bei der Neigung der Röhren besser, als in Muffeln, nach vorn gelangen, wo sie bei der hier herrschenden niedrigeren Temperatur weniger fressend wirken. Bei einem grösseren Bleigehalt der Erze können jedoch die stärker erhitzten Röhren mehr angegriffen werden, als Muffeln, indem sich das grossentheils reducirte Blei auf den von der Flamme nicht getroffenen kühleren Boden der letzteren begibt. Aermere Erze, welche schwer und nur gewaltsam auszuräumende Ansätze bilden, verarbeitet man besser in den dauerhafteren Muffeln, als in Röhren.

Beseitigung d. schädlichen Einflusses.

Nach George, Darlington und Price[1]) wirken solche Erze nicht mehr zerstörend auf die Thongefässe, wenn man sie vorher mit Steinkohlentheer in geschlossenen Gefässen bis zur Verkohlung des Theers erhitzt. Auch ist ein Glasiren[2]) der Retorten nicht nur gegen den Zinkverlust, sondern auch zur Schonung derselben wirksam. Als Glasirungsmittel sind schmelzbare Salze oder Oxyde von Alkalien, alkalischen Erden, Eisen, Blei etc. angewandt. Eine Glasur mit Eisenhohofenschlacken gewährt gute Dienste. Gatellier[3]) überstreicht die in einem Abwärmofen getrockneten Muffeln vor dem Brennen mit dem Glasurmaterial (Kochsalz, Chlorblei, Manganchlorür etc.), welches im Wasser aufgelöst oder darin suspendirt ist.

Production.

6) Die Grösse der Production. Die belgischen Oefen liefern in derselben Zeit mehr Zink, als die schlesischen, dagegen haben letztere eine längere Ofencampagnendauer, welche zu der grösseren Zinkproduction in den belgischen Oefen in einem etwa umgekehrten gleichen Verhältniss steht, so dass auf beide ungleich lange Campagnen durchschnittlich dasselbe Zinkquantum zu rechnen ist. Wegen der grösseren Production will man z. B. auf dem Hüttenwerke zu Moriston bei Swansea die vorhandenen schlesischen Oefen allmälig durch belgische er-

1) Percy, Metallurgy. I, 594.
2) B. u. h. Ztg. 1860. S. 92; 1861. S. 40; 1862. S. 140.
3) Dingl., Bd. 158. S. 157.

setzen. In England zieht man für die unreinen und schwerer zu reducirenden Erze auch sonst häufig die belgischen Oefen vor, welche durch die ganze Füllung die Hervorbringung einer gleichmässigen höheren Temperatur neben Brennmaterialersparung zulassen, allerdings aber etwas mehr und schwierigere Arbeit verursachen, als schlesische Oefen.

7) Die Anlagekosten sind bei einem älteren schlesischen Ofen[1]) geringer, als bei einem belgischen (2 zusammengebaute schlesische Oefen kosten an 3000, ein belgischer 8000 Fr.), dagegen kommt ein neuerer, grösserer belgisch-schlesischer Ofen höher, als ein belgischer zu stehen. Die schlesischen Oefen machen längere Campagnen (durchschnittlich 20 Monat), als die belgischen (15 Monat), und die Reparaturkosten bei ersteren sind durch die mögliche Anwendung von feuerfester Masse, welche aufgestampft wird, billiger. **Anlagekosten.**

8) Die Geschicklichkeit der Arbeiter muss beim belgischen Betrieb grösser sein, als beim schlesischen. Auch ist die Arbeit bei ersterem, namentlich in der heissen Jahreszeit, anstrengender. Ein neuer Arbeiter wird sich danach beim schlesischen Betrieb früher eingewöhnen, als beim belgischen. Während die Arbeitslöhne bei den älteren schlesischen Oefen geringer sind, als bei den belgischen, so wird jetzt bei den grösseren belgisch-schlesischen Oefen an Arbeitslöhnen gegen die belgischen nichts mehr gespart. **Geschicklichkeit der Arbeiter.**

9) Einfluss der Dimensionen der Oefen und der Destillirgefässe. HAVREZ[2]) hat in dieser Beziehung nachstehende Zusammenstellungen gegeben: **Grösse der Oefen u. Destillirgefässe.**

---

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 430.

2) Revue univers. 6 an. 3 livr. 1862. p. 411.

[redacted]



| | Rost. | | | Volum der Gefässe. | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Brte. m. | Lnge. m. | Oberfläche. m². | Breite. m. | Höhe. m. | Länge. m. | Volum. m³. |
| Belg. Zinkofen zu Corphalie mit 6 Röhrenreihen . . . | 0,40 | 1,40 | 1,56 | 0,15—0,18 | 0,15—0,18 | 1—1,1 | 42×0,085=3,57 |
| Belg. Zinkofen zu Engis mit 5 Röhrenreihen . . . . | — | — | — | id. | — | — | 70×0,085=5,95 |
| Belg. Zinkofen der Vieille Montagne m. 9 Röhrenreih. | — | — | — | id. | — | — | 56×0,085=4,76 |
| Schlesischer Zinkofen . . . | 0,44 | 3,00 | 1,32 | 0,22 | 0,55 | 1,40 | 32×0,14 =4,48 |

Das Volumen des Ofens, in welchem sich die Gefässe befinden, ergibt sich aus folgender Zusammenstellung:

| | Oberfl. des Rostes. m². | Volum der Gefässe. m³. | Ofen- Breite. m. | Höhe. m. | Länge. m. | Volum. m³. | Verh. d. Ofen-Vol. zum Vol. der Gefässe. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Corphalie . . . . . . | 1,57 | 3,57 | 2,40 | 2,60—3,12 | 1 | 7,2 | 2 |
| Vieille-Montagne . . . | — | 4,76 | 2,50 | 2,95—4,20 | 1 | 8,9 | 1,8 |
| Nouvelle Montagne . . | — | 5,95 | 2,30 | 1,70—2,10 | 2 | 7,2 | 1,3 |
| Schlesien . . . . . . | 1,32 | 4,48 | 4,95 | 0,72 | 3,5 | 12,13 | 2,8 |

Diese Ziffern weisen nach, wie vortheilhaft es ist, wenig voluminöse Gefässe mit dünnen Wänden zu haben, welche grosse Heizoberflächen besitzen.

Zinkverluste. Mag ein Prozess gewählt werden, welcher will, so sind dabei Zinkverluste (nach KLEMANN auf den Oberschlesischen Hütten 30—33 % von dem durch die chemische Analyse ermittelten Gehalt des Galmeies) nicht zu vermeiden. Dieselben entstehen:

1) durch **unvollständige Verdichtung der Zinkdämpfe** in den Vorlagen, aus welchen trotz gehöriger Abkühlung derselben erstere — indem die mit den kühleren Wandungen der Vorlage nicht in Berührung kommenden Zinkdämpfe zum Theil überhitzt bleiben — theilweise austreten und bei Luftzutritt zu Zinkoxyd verbrennen. Findet bei einer lebhaften Destillation — häufig während einiger

Stunden nach dem vollständigen Beginn des Prozesses etwa in Folge einer starken Ofenhitze und einer reichen Beschickung entstanden — eine Ueberhitzung der Vorlagen statt, so wächst der Zinkverlust durch Verflüchtigung, wenn die Vorlagen nicht abgekühlt werden. Durch ein Schadhaftwerden der Destillationsgefässe — bei nicht sorgfältiger Bereitung und Trocknung oder einer basischen, corrosiven Beschaffenheit der Erzbeimengungen, — durch Verstopfung der Vorlagen, mangelhafte Ausdichtung an den Verbindungsstellen zwischen Destillirgefässen und Vorlagen, sowie an der Eintrage- und Räumöffnung etc. können empfindliche Zinkverluste entstehen, namentlich bei lebhaftem Luftzuge in Oefen mit Essen (S. 667). Zu Anfang der Destillation entweicht auch Zink durch die Poren der Muffeln etc. und hat sich dagegen ein Glasiren derselben mit leichtflüssigem Thon oder durch mit den ersten Chargen in eine neue Muffel etc. eingeworfenes Kochsalz nützlich erwiesen (S. 668). So hat man z. B. auf Heinrichs- und Friedrich Wilhelmshütte[1]) bei Stolberg nach SCHÜTTE's Verfahren die Muffeln glasirt, um das Entweichen des Zinks durch ihre Poren während der 3 ersten Tage des Gebrauchs zu verhindern.

Die ältere Einrichtung der schlesischen Zinköfen mit offenen Tropflöchern begünstigt die Bildung von Zinkoxyd durch Verbrennen der nicht condensirten Zinkdämpfe; durch Anbringung von Ballons unter dem Tropfloche [Helene-Augusten-Hütte in Oberschlesien[2])], welches, in das Gefäss hinein vertieft, vorn geschlossen ist, sowie durch Verschliessung des Tropflochs durch eine mit 2 kleinen Oeffnungen versehene Platte hat man bessere Resultate erzielt. Vollkommner und weniger complicirt sind die Vorlagen an den belgischen und belgisch-schlesischen Oefen.

Alle Versuche, das aus den Vorlagen noch dampfförmig entweichende Zink in Condensationskammern[3]) (Angleur) oder Flüssigkeiten, wie Ammoniak[4]), aufzufangen, scheinen

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 140.
2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 296.
3) B. u. h. Ztg. 1860. S. 31; 1861. S. 429.
4) B. u. h. Ztg. 1862. S. 140.

[redacted]



keinen hinreichenden Erfolg gehabt zu haben, indem in Folge einer grösseren Gaspressung im Innern der Muffeln etc. mehr Zink in den Rückständen blieb und die Arbeiter mehr belästigt wurden. Nur bei umfangreicheren, mit einem Ventilator in Verbindung gebrachten Condensationskammern beseitigte man zu St. Leonard[1]) eine Menge von Uebelständen, welche auf Zinkhütten vorkommen.

Die Röstung der Erze gewährt nicht nur eine Brennmaterialersparung, sondern trägt auch durch Verminderung des Gasstromes aus den Destillirgefässen zur Verringerung des Zinkverlustes durch Verflüchtigung bei.

2) durch Entstehung des Zinkstaubes (S. 660), welchen man zwar möglichst sorgfältig aufzufangen sucht, aber dann nicht ohne Verlust auf Zink verarbeiten kann.

3) durch einen Rückhalt an Zink in den Rückständen und Ansätzen. Die reicheren Producte der Art (Ansätze in den Vorlagen, zusammengefegtes Zinkoxyd vor den Vorlagen weg) werden wieder bei der Destillation mit zugesetzt; die entzinkten Rückstände aber, welche je nach der Reichhaltigkeit und Vorbereitung der Erze, der angewandten Destillirmethode, der Behandlung der Feuerung, dem mehr oder weniger ausgebrannten Feuerraum etc. ärmer oder reicher sind (mit 1—12 % Zink), setzt man häufiger ab, als dass man sie zur Gewinnung von Blei und Silber verwäscht (Friedrich-Wilhelmshütte bei Stolberg) oder auf nassem Wege auf Chlorzink[3]) benutzt.

4) durch Umschmelzen des Zinks. Das nach der alten schlesischen Methode in fester Gestalt erhaltene Tropfzink gibt beim Umschmelzen mittelst der abgehenden Flamme der Destilliröfen 10—14 % Schmelzrückstände, welche, bei der Destillation wieder zugesetzt, wegen ihrer leichten Reducirbarkeit die Bildung des Zinkstaubes begünstigen. Man hat indess jetzt überall beim belgisch-schlesischen Betriebe die Einrichtung der Vorlagen so getroffen, dass das Zink, wie beim belgischen Betriebe, ohne Umschmelzung in die Formen gegossen wird.

---

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 71.
2) B. u. h. Ztg. 1860. S. 427.
3) B. u. h. Ztg. 1862. S. 307.

Bedarf hartes Zink einer besonderen Läuterung, so wachsen dadurch die Schmelzverluste.

## Erstes Kapitel.

# Belgische Zinkgewinnungsmethode.

§. 107. Allgemeines. Diese Methode empfiehlt sich im Allgemeinen für reichere, feinzertheilte Erze bei geringeren Thon- und höheren Brennmaterialpreisen, erfordert langflammige Steinkohlen, sehr guten Thon und geschickte Arbeiter und gestattet in einer gewissen Zeit eine grössere Zinkproduction, als die schlesische Methode, gibt aber reichere Rückstände. **Anwendbarkeit der Methode.**

§. 108. Zinkdestilliröfen. Die an einen Zinkofen zu stellende Hauptanforderung, dass derselbe möglichst viel gleichmässig zu erhitzende Destillirgefässe aufnehme, lässt sich bei den schlesischen Muffelöfen theilweise leichter erreichen, als bei den belgischen Röhrenöfen. Da in letzteren die unteren Röhren immer stärker erhitzt werden, als die oberen, so beschickt man die untere Hälfte der Röhren stärker, als die obere und füllt die obersten Röhren wohl mit den reichsten, leicht reducirbaren Materialien (Oxyd, Zinkstaub) an. **Erfordernisse eines Zinkofens.**

Mit der Anzahl der Destillationsgefässe können sich bis zu einer gewissen Grenze bei geübten Arbeitern die Betriebsresultate, der Materialverbrauch und die Production günstig gestalten; wird aber diese Grenze überschritten und fehlt es namentlich an geschickten Arbeitern, so können diese Vortheile wegfallen oder durch die grösseren Verluste an Zink der Vortheil der vergrösserten Production überstiegen werden. Derartige Erfahrungen hat man bei mehrfach versuchter Vergrösserung der belgischen Zinköfen, welche in ihrer Construction auf den verschiedenen Werken nur wenig abweichen, gemacht und ist dabei zu dem Resultate gekommen, dass aus bereits erwähnten Gründen (S. 666) eine vortheilhafte Zinkgewinnung vor Allem ein reiches Beschickungsmaterial verlangt. **Anzahl der Destillirgefässe.**

[redacted]



Die Werke der Altenberger Gesellschaft enthalten theils Oefen mit 52, meistentheils aber solche mit 61 Röhren, von denen die 32 der 4 untersten Reihen für 12 Stunden jede durchschnittlich mit 12 Kil., die oberen mit $7^1/_2$—8 Kil. Beschickung versehen werden. Diese Oefen sind 8 Fuss weit, 10 Fuss 6 Zoll hoch und 6 Fuss 6 Zoll tief bei 3 Fuss 3 Zoll Länge und 8 Zoll Durchmesser der Röhren. Auf der VIVIAN'schen Zinkhütte bei Swansea hat man Oefen mit 78 Röhren von 3 Fuss 6 Zoll Länge und 8 Zoll Durchmesser hei folgenden Ofendimensionen: Weite 11 Fuss, Höhe 9 Fuss 6 Zoll, Tiefe 4 Fuss.

**Herstellung d. feuerfesten Massen.** Von der Art, namentlich auch der Grösse des anzufertigenden Gegenstandes hängt die Zusammensetzung der Masse aus rohem und gebranntem Thon, sowie der Grad der Zerkleinerung des letzteren unter Kollermühlen ab. Dieser nimmt mit der Grösse des herzustellenden Körpers bis zu einer gewissen Grenze zu.

**Zubereitung des Thones.** Das Brennen des Thones geschieht in gewölbten Oefen von 9 Fuss Länge, 7 Fuss Breite und 7 Fuss Höhe mit 24 Zügen von $^1/_2$ und 1 Fuss Länge, 6 Zoll Breite und 1 Fuss Tiefe, durch welche die Flamme von dem 2 Fuss unter dem Bödengewölbe liegenden $6^1/_2$ Fuss langen und 2 Fuss breiten Rost tritt und durch Züge im Ofengewölbe entweicht. Diese Oefen fassen 15000—17000 Kil. rohen Thon, welcher mit 25—30 preuss. Schfl. Steinkohlen während etwa 3 Tagen gaar (steinhart und am Stahle Funken gebend) gebrannt wird. Man sucht denselben dabei auf sein kleinstes Volumen zu bringen, damit er im fertigen Gegenstande möglichst wenig schwindet.

Zu Destillirröhren (*creusets*), sowie zu mittelgrossen Ofenbausteinen wird der gebrannte Thon auf 2—3 Millim. Korngrösse zerkleint, gesiebt, mit dem getrockneten und gemahlenen rohen Thon gemengt und oberflächlich mit nur so viel Wasser (18—20%) angefeuchtet, als für das Formen und die Haltbarkeit der Gegenstände unbedingt erforderlich ist.

Als Röhrencompositionen (*mélanges*) verwendet man z. B. am Altenberge bei Aachen für die untern Röhren 3 gebrannten und 2 ungebrannten belgischen Thon,

für die oberen Röhren 4 ungebrannten belgischen und 3 rheinischen Thon nebst 8 Chamotte (von Schlacken gereinigte Bruchstücke alter Röhren); — zu Angleur: 4½ ungebrannten und 4 gebrannten belgischen Thon nebst 3 Röhrenbruchstücken und 2 Quarzsand; — zu St. Leonard bei Lüttich: 34 ungebrannten und 52 gebrannten belgischen Thon nebst 7 Quarzsand und 7 Röhrenbruchstücken. Auf letzterer Hütte wendet man als Steincompositionen an für erste Qualität: 31 ungebrannten und 52 gebrannten belgischen Thon nebst 17% reinem Quarz; für zweite Qualität: 45 ungebrannten und 11 gebrannten belgischen Thon, 11 Quarzsand und 33 Bruchstücke von gebrauchten Steinen; für dritte Qualität: 38 ungebrannten belgischen Thon und 62 ungereinigte Bruchstücke gebrannter Steine.

Dadurch, dass man rheinischen Thon bei einer sehr hohen, angehende Verglasung herbeiführenden Temperatur brannte, wurde seine Anwenduug zu den Destillirröhren ermöglicht. Ein Kokszusatz zur Composition übt wegen des Aschengehaltes der Koks auf die Feuerbeständigkeit der Thonkörper einen nachtheiligen Einfluss aus.

Die angefeuchtete Composition wird entweder mittelst Handarbeit zu einem Teig angeknetet (Moresnet) oder man trägt sie in eine Knetmaschine (Taf. VII. Fig. 167—168) ein (Angleur, St. Leonard). *a* stehende Welle mit angeschrobenen schmiedeeisernen Armen *b*, von denen die 3 oberen in Schraubenform zu einander stehen und je einer 4 in den Armen durch Keile befestigte dreischneidige vertikale Messer trägt. Die untersten Arme *d* ohne Messer liegen 1½ Zoll über dem Boden und treiben — der Umdrehung der Welle entgegen in horizontaler Richtung von ihren Enden aus um 90° verdreht — den bei Wasserzufluss durch *f* hergestellten Thonteig durch die Oeffnung *c*. Dieser wird so lange zurückgegeben, bis er die gewünschte Consistenz hat. Bei 10—12 Umdrehungen pro Min. und 1—1½ Pferdekraft erfolgen in 12 Stunden je nach der Consistenz des Teiges 4000 bis 10000 Kil.

**Röhrenfabrikation.** Die Anfertigung der Thonröhren geschieht meist mittelst einer eisernen, aus 6 halbkreisförmigen Stücken be-

[redacted]



stehenden Form[1]), welche, mit eisernen Ringen und Keilen befestigt, eine Röhre bilden. Zur Herstellung des Bodens der Thonröhre formirt man zunächst einen massiven Thoncylinder von der Höhe eines Formtheiles, bestreut denselben gut mit Sand, setzt ihn auf den Boden, umgibt ihn mit der Form, bildet durch Einstossen mittelst eines konischen Stampfers (Stucker) einen hohlen Raum in dem Thonkörper, macht denselben durch Herausnehmen von Thon mit der Hand cylindrisch, klopft den Thon mittelst eines Klöppels fest an die Wandungen der Form an und bildet mittelst einer bohrerartigen Chablone einen genauen Cylinder, an welchem sich somit der Boden befindet. Auf den Rand dieses Cylinders knetet man wurstförmige Thonstreifen in Form einer cylindrischen Röhre spiralförmig auf, umgibt diese mit einem neuen Formtheil, schlägt die innern Wände mit dem Klepper dicht, dreht den Cylinder mit der hölzernen Chablone aus und fährt so bis zu der gewünschten Höhe der Röhre fort. Zuletzt legt man eine dünne Wurst auf, drückt sie mit der Hand nach innen, wodurch die Röhre oben etwas dicker wird, schneidet den Rand gleichmässig ab, polirt diesen, sowie vorher das Innere der Röhre recht sauber. Dieses Verfahren ist theilweise in Belgien (Moresnet) und Westphalen in Anwendung und macht dabei ein Arbeiter in 12 Stunden 18—20 Stück Röhren. Zu Iserlohn presst man statt des Ausdrehens der cylindrischen Röhre einen massiven Eisencylinder in dieselbe und zu Linz stampfte man dieselbe zwischen einem Kern und Mantel auf. Weit rascher geht die Herstellung der Röhren mittelst einer Bohrmaschine (Angleur und St. Leonard in Belgien, VIVIAN's Hütte bei Swansea), indem ein Arbeiter in einer 12stündigen Schicht 100—150 Stück liefert. Hölzerne Formen, ihrer Länge nach mittelst Charnieren zu öffnen, werden mit Thonteig gefüllt und unter einen Bohrer gestellt, welcher von der Breite des lichten Röhrendurchmessers durch maschinelle Vorrichtung auf und nieder bewegt werden kann. Während zu Moresnet eine gebohrte Röhre nach dem Brennen nur auf 1,6 Fr. kommt, kostet eine durch Handarbeit dargestellte 2 Fr. bis 2 Fr. 10 C.

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 406.

Die Röhren werden in der Form in einen Raum zum Trocknen an der Luft gebracht, wo man zunächst den obersten Theil der Form abnimmt, den entblössten Theil der Röhren durch 4 Haken stützt, die übrigen Formtheile wegnimmt, nach 4—5stündigem Trocknen die Haken ein wenig lüftet, damit sich die Röhren setzen können, und erstere nach 48 Stunden ganz wegnimmt. Nach 3wöchentlichem Lufttrocknen kommen die Röhren auf die **Trockenkammer**, wo sie in einer durchschnittlichen Temperatur von 25° R. 2—3 Monate stehen bleiben. Zweckmässig rückt man die Gefässe in der Kammer täglich oder wöchentlich weiter, so dass sie nach und nach aus einer Temperatur von 20° in eine solche von 36° R. kommen. Jede Röhre wird nach der Anfertigung mit dem Datum und einem bestimmten Zeichen des Arbeiters versehen, damit man das Alter der Röhre erkennen und das Gedinge des Arbeiters theilweise von der Güte seiner Erzeugnisse abhängig machen kann. Trock der Rö

Aus der Trockenkammer gelangen die Röhren direct in den Destillirofen, wenn eine Ofencampagne begonnen wird; die während des Betriebes auszuwechselnden Röhren müssen in einem Vorwärmofen vor dem Einsetzen ganz allmälig bis zur starken Rothgluth erhitzt sein, um ein Springen derselben zu vermeiden. Ein solcher Ofen zu Angleur hat die aus Taf. VII. Fig. 180—182 ersichtliche Einrichtung. Es liegen daselbst 4 Oefen zusammen, zu Moresnet nur 2, den Destilliröfen entsprechend. Vorwä der Rö

Die Dimensionen der Röhren müssen so gewählt werden, dass sie bei einer gegebenen Temperatur, wobei die Reduction der Zinkerze bis in die Mitte stattfindet, völlig feuerbeständig bleiben. Für den belgischen Thon hat sich eine Weite von 15 Centimeter und eine Länge von 1,10 Meter als zweckmässig erwiesen, sowie eine Wandstärke von 4 Centimeter. Die Röhren in dem grossen Zinkofen bei Swansea (S. 674) sind bei derselben Weite etwa 6 Centimeter länger. Gute Röhren aus belgischem Thon halten 8—10 Tage, aus preussischem Thon angefertigte und im oberen Theil des Ofens befindliche 12—15 Tage. Röhrend sione

Die Vorlagen (*tubes*) werden auf die Weise hergestellt, dass man die mit Sand bestreute konische Form mit einem Vorla fabrika

Thonstrang füllt, die Form in ein Gehäuse (Stock) stellt und dessen mit einer runden Oeffnung versehenen Deckel zuklappt und befestigt. Dann bohrt man mittelst eines konischen Bohrers durch die Deckelöffnung senkrecht hindurch. Nachdem die Form aus dem Gehäuse genommen, schneidet man die konische Röhre an beiden Seiten ab, trägt sie in der Form an den zum Trocknen bestimmten Ort und löst sie durch gelindes Klopfen von der Form. Nach 3—4 Tagen wird die Vorlage polirt, indem man sie in eine Form bringt, welche etwas enger ist, als die ursprüngliche, so dass das weitere Ende hervorragt. In dieses steckt man ein etwa 13 Centimeter langes rundes Holz, dreht den Thon um dieses spitz zu, so dass die Röhre einen Bauch erhält, schneidet das zugespitzte Ende gleichmässig ab und polirt nach Wegnahme des Holzes, soweit man mit dem Messer reichen kann. Nach 2–3monatlichem Trocknen in der Trockenkammer werden die Vorlagen gebrannt, nach dem Erkalten mit Kalkmilch ausgestrichen (geweisst), damit sich Ansätze besser ablösen, und verwandt.

Zu den Vorlagen wird weniger feuerfester Thon genommen, als zu den Destillirröhren, und dieselben halten

[redacted]

bleiben und zum Schutze gegen die zu heftige Einwirkung der Hitze dienen. Die etwas geneigten Röhren ruhen am hintern Ende auf Vorsprüngen *c* (*assises*), am vordern auf Steinen *d* (*taques*), an welche Gusseisenplatten *e* angefügt sind. Diese Platten werden durch die Steine *f* (*piles*), zu Moriston bei Swansea Gusseisenstücke, unterstützt. Die beiden oberen, aus weniger feuerfestem, z. B. rheinischem Thon hergestellten Röhren ruhen am vordern Ende nur auf Gusseisenplatten. Die Vorlagen *g* (*tubes*) werden in den Mündungen der Röhren mit Thon lutirt und den Raum um die Mündungen der Retorten herum schliesst man mit Thon. Zur Ansammlung des Zinkstaubes können an die Vorlagen Blechgefässe *h* (*alonges*) gesteckt werden. Zur grösseren Dauer des Feuerungsraumes (15—16 Monate) trägt die Lage und Form der sehr feuerfesten Steine *i* und *k* bei, welche in denselben Oefen, wie die Röhren (S. 677) gebrannt werden und auch aus deren Composition bestehen. *l* Canal zur Aufnahme der Destillationsrückstände, welche entweder auf dessen geneigtem Boden in ein Gewölbe hinabgleiten oder nach beendigter Ofenarbeit direct aus demselben entfernt werden. *m* Füchse zur Ableitung der Flamme in die 4,43 Meter hohe Esse *n*, welche für 4 zu einem Massiv vereinigte Oefen gemeinschaftlich ist. *o* Rost für Klinkerrost- oder Schlackenrostfeuerung (Bd. I. S. 181), aus 3—4 gusseisernen Stäben von 2—2¼ Quadratzoll Dicke mit einer überliegenden 6—8 Zoll starken Schlackenlage. Versuche zu St. Leonard[1]), belgische Zinköfen mit Unter- und Oberwind, sowie mit Condensationskammern zu versehen, gewährten zwar gewisse Vortheile gegen den gewöhnlichen Betrieb, veranlassten aber in Folge der grösseren Kosten für maschinelle Vorrichtungen etc. höhere Darstellungskosten für das Zink.

Die auf englischen Hütten, z. B. zu Moriston[2]) bei Swansea in Anwendung stehenden grösseren Oefen (Taf. VII. Fig. 183) haben die S. 674 angegebenen abweichenden Dimensionen. Die Buchstaben haben dieselbe Bedeutung,

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 71.
2) Percy, Metallurgy. I, 578. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 430.

[redacted]



wie bei den Lütticher Oefen. Die mit einem Loche in der Mitte versehenen Alongen *h* sind weniger zweckmässig, als die belgischen.

**Ofen mit geneigtem Rost.**

2) Zu Angleur hat man, zur Begünstigung der gleichmässigen Verbreitung der Wärme, dem Roste eine grössere Neigung gegeben und den gewölbten Raum für 64 Röhren nach einer eigenen Curve hergestellt (Taf. VIII. Fig. 184, 185), auch die zur Befestigung der Thonplatten *d* bestimmten Gussstücke *e* geschwächt und für die unteren Röhrenreihen ganz weggelassen. Das Gewölbe *q* dient zur Aufnahme der Brennmaterialasche und zur Beförderung des Luftzuges. *t* Thönerne Schornsteinröhren.

***Four borgnet.***

3) Eine unter dem Namen *Four borgnet*[1]) bekannt gewordene Ofenconstruction (Taf. VII. Fig. 171—173), bei welcher man durch die vermehrte Anzahl von Röhren eine Ersparung an Brennmaterial und Arbeitslöhnen herbeizuführen beabsichtigte, ist auf belgischen Hütten (Moresnet, St. Leonard, Flône) zeitweilig im Gebrauche gewesen, wegen häufiger Reparaturen aber theilweise (Moresnet) wieder beseitigt. Eine gemeinschaftliche Feuerung *q* dient für zwei Oefen, welche durch eine Scheidewand *r* getrennt sind.

§. 109. Zinkdestillation. Dabei kommen nachstehende Hauptarbeiten vor:

**Chargiren.**

1) Das Laden der Röhren. Zur Erlangung eines guten Betriebes wird in einem gewissen Zeitraum so viel Beschickung in die Gefässe geladen, als sich in Berücksichtigung ihrer Feuerbeständigkeit in denselben reduciren lässt. Dabei ladet man die untere Hälfte der Röhren stärker (12—12½ Kil.), als die obere (6—7 Kil.) und bringt in letztere häufig die weniger reichen basischen Erze, welche diese Röhren wegen der minderen Temperatur nicht so stark angreifen, als die untern. Die zur Reduction keiner sehr hohen Temperatur bedürftigen reichen zinkischen Nebenproducte und Abfälle, z. B. Zinkstaub, Ansätze von Zinkoxyd (*débris*) aus den Vorlagen etc. kommen ebenfalls in die obersten Röhren.

---

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 29.

Die in einem Holzkasten mit Wasser angefeuchtete Beschickung wird nach dem Ausräumen der Rückstände mittelst Ladeschippen (Bd. I. Taf. XVI. Fig. 449) eingetragen, indem man die Beschickung unten eindrückt und nach oben hin immer loser eingibt. Beim Laden der oberen Röhren bedient man sich einer transportablen Treppe. Sodann werden die Vorlagen *g* durch Unterschieben eines Stückes Ziegel und nachheriges Verschmieren mit Thon in den Röhrenmündungen befestigt und die zur Auffangung des Zinkstaubes dienenden Alongen *h* vorgesteckt, sobald sich Zinkdämpfe in reichlicher Menge entwickeln.

2) Die Feuerung. Sobald die Schlacke auf dem Klinkerrost zu stark angewachsen ist, räumt man durch Auseinanderlegen der beweglichen Roststäbe so viel von der erkalteten und mürben Schlacke aus, dass noch eine 6—8 Zoll starke Lage davon auf dem Roste bleibt, welche oberflächlich glühend und mehr oder weniger zähe ist. Dann legt man die Roststäbe wieder zurecht und trennt mit einem meisselartigen Räumeisen die Schlackenkruste nach und nach so vorsichtig von den Wandungen, dass sie ohne zu kippen langsam auf den Rost niedergeht, worauf man sie mit einem Spiesse mehrmals durchbohrt und frische Kohlen aufwirft. Von der Wirkung magerer und fetter Kohlen war S. 663 die Rede. **Feuerung.**

3) Das Ausräumen des Zinks. Mittelst kleiner Kratzen zieht man in 12 Stunden meist zweimal, das erste Mal nach 6 Stunden, das zweite Mal kurz vor dem Ausräumen der Rückstände, das Zink aus den Vorlagen in eiserne Kellen und giesst dasselbe, nachdem die Unreinigkeiten von der Oberfläche weggenommen, in eiserne Formen zu meist 30 — 35 Pfund schweren Platten. Der aus den Alongen genommene Zinkstaub wird unter die übrige Beschickung vertheilt, seltener im Montefioreofen für sich zugutegemacht. **Ausräumen des Zinks.**

4) Das Ausräumen der Rückstände. Dieses geschieht nach weggenommenen Vorlagen alle 12 Stunden (Abends und Morgens) mittelst einer Kratze (Bd. I. Taf. XVI. Fig. 450) und eines meisselartigen Räumeisens (Bd. I. Taf. XVI. Fig. 451), mit welchem man die schlackigen An- **Ausräumen der Rückstände.**

[redacted]



sätze von den innern Wandflächen der Röhren ablöst. Die in den Canal *l* (Taf. VII. Fig. 175) fallenden Rückstände werden abgesetzt, dagegen die zinkoxydreichen Ansätze (débris) aus den Vorlagen in den oberen Röhrenreihen wieder reducirt.

Auswechseln der Röhren.

5) Das Auswechseln von schadhaften Röhren. Dasselbe findet nach dem Räumen meist morgens statt, indem man die trockensten Röhren aus den Trockenkammern Tags zuvor in den Vorwärmofen (S. 677) schiebt, sie hier bei allmälig steigender Temperatur nahe auf die Hitze des Destillirofens bringt und dann in letzteren schafft.

Das Auswechseln der Röhren, das Ausräumen der Rückstände, sowie das Laden der Röhren muss möglichst rasch geschehen, damit sich der Ofen nicht zu stark kühlt und man hinreichend Zeit zur Destillation gewinnt. Im untern Ofenraume werden die meisten Röhren schadhaft, und da dieselben stärker beschickt werden, als die oberen, so wird der Zinkverlust hier grösser.

Arbeitsvertheilung.

6) Arbeitsvertheilung. Jeder Ofen wird gewöhnlich von 2 Meistern (Brigadiers) und 2 Gehülfen (Grand-manoeuvres) bedient, welche sich je 2 in 24stündigen Schichten morgens ablösen, nachdem von den Vorgängern das in ihrer Schicht gewonnene Zink gesammelt worden, und mit dem Räumen und Laden der Gefässe beginnen. Ein Handlanger (Petit-manoeuvre) für je zwei kleinere oder einen grossen Ofen besorgt die keine Geschicklichkeit erfordernden Nebenarbeiten (Entfernung der Rückstände und Cinder, Herbeischaffung des Lehms etc.).

Neben ihren festen Löhnen erhalten die Arbeiter von der Production und Schonung ihrer Oefen abhängige Prämien.

Bei belgischen Oefen beträgt, wie bemerkt, die Dauer der Campagnen durchschnittlich 15, bei schlesischen Oefen 20 Monate.

### §. 110. Beispiele für Galmeiverhüttung.

Moresnet.

A. Zu Moresnet[1]) am Altenberge (Vieille Montagne) bei Aachen wird hauptsächlich der sehr gutartige Galmei

1) Piot u. Murailhe in: Ann. d. min. 4 sér. livr. 1. de 1844. p. 165. 2 livr. de 1844. p. 227. — Bgwfd. X; 245, 264, 278. — v. Car-

aus der Altenberger Gegend (S. 626) theils in grossen Schachtöfen (S. 643), theils in Flammöfen (S. 644) calcinirt, unter Kollermühlen (S. 656) gemahlen und zu einem Durchschnittsgehalt von 50 % gattirt.

Bei der Reduction der Beschickung (100 Kil. Erz und 45—46 Kil. = 1 Scheffel Kohlen) produciren die älteren Oefen mit 52 Röhren täglich 6—7 Ctr. Zink bei einem Ausbringen von 35—37 % aus 100 Galmei und einem Verbrauch von 1400 Kil. (8 preuss. Tonnen) Fettkohlen und 512 Kil. (3 Ton.) mageren Kohlen pro Tag und Ofen.

Die neueren Oefen (S. 674) mit 61 nutzbaren Röhren, von denen die unteren 12—12½ Kil., die oberen 6—7 Kil., durchschnittlich jede also 10 Kil. Ladung erhalten, geben in 24 Stunden von 1200 Kil. Galmei mit 50 % Zink 450—470 Kil. Zink (incl. des im Zinkstaub befindlichen), also 38—39 %, mit 36 preuss. Scheffel fetten und 12 Scheffel Reductionskohlen. Eine Beschickung von 1035 Kil. Erz und 549 Kil. Kohlen lieferte in 1 Ofen pro 24 Stunden 371 Kil. Zink und 37 Kil. Zinkstaub bei 39 % Gesammtausbringen mit 1479 Kil. Heizkohlen, 3,8 Stück Röhren, 11 Stück Vorlagen und 0,3 Kil. Roststäben. Ein Ofen verbraucht täglich im Durchschnitt 3 Röhren. Der mittlere Zinkverlust von 11—12 % wird etwa zur Hälfte in den Rückständen gefunden. Die Hütte ist sehr günstig situirt, sie bezieht aus nächster Nähe guten Galmei und liefert in Folge dessen ein sehr reines Zink; die Transportkosten für Thon (Andenner Thon kostet an Ort und Stelle 1000 Kil. 12 Fr.) und Kohlen sind mässig. 1 Röhre kostet 2 Fr. bis 2 Fr. 10 Cent., eine Vorlage 14—16 Cent. und 1000 Kil. beste feuerfeste Steine 55—56 Fr.

Zur möglichst vortheilhaften Stellung der Hüttenkosten muss bei den dasigen Materialpreisen und Arbeitslöhnen ein Ausbringen von 38—39 % Zink angestrebt werden und, wie bereits bemerkt, dürfen die Gestehungskosten pro 1000 Kil. Kohlen nicht über 15 Fr., die von 1000 Kil. Thon nicht über 35 Fr. steigen.

---

HALL's preuss. Zeitschr. II. Bd. 1. Lief. S. IV. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 304. — THUM, ibid. 1860. S. 4. — Ztg. f. d. deutsche Berg- u. Hüttenwesen. 1859. No. 12.

Belgien.

B. Zinkhütten zu Angleur und St. Leonard in Belgien.[1]) Hier wird Altenberger und theilweise auch spanischer Galmei in besonders eingerichteten Mühlen (S. 657) zerkleint und ähnlich wie zu Moresnet in gewöhnlichen Oefen (S. 678), dann versuchsweise in Oefen mit schief gezogenem Gewölbe (S. 680) und im *Four borgnet* (680) reducirt. Die Röhren werden aus dem in Knetmaschinen (S. 675) bearbeiteten Thon durch Bohren (S. 676) erhalten. Bei einem Zinkgehalt von 48—50 % verarbeitet ein Ofen 1200 bis 1300 Kil. Erz in 24 Stunden bei 10—12 % Zinkverlust.

Die Hütten haben günstigere Preise für Thon und Steinkohlen, dagegen höhere für den Galmeitransport, als die Moresneter Hütte.

Iserlohn.

C. Zu Iserlohn[2]) in Westphalen wird in der Nähe einbrechender eisenreicher Galmei (S. 626) verhüttet. Im Jahre 185$^{8}/_{9}$ erfolgten in 16 Destilliröfen aus 116829,5 Ctr. Galmei 37651,69 Ctr. Rohzink mit 99$^{1}/_{3}$ % reinem Zink oder 32,23 % Ausbringen mit 223864 Scheffel Steinkohlen, und pro Ctr. Zink waren 1,486 Ton. Steinkohlen, 0,58 Stück Retorten und 1,75 Stück Vorlagen nöthig. Für die Folge wird diese Hütte eingehen und zur Ersparung von Fracht für Steinkohlen, Thon und Zink durch eine neue Hütte bei Lathmate an der Ruhr-Sieg-Eisenbahn ersetzt werden.

§. 111. Beispiele für Blendeverhüttung.

Mühlheim.

A. Zu Mühlheim a. d. Ruhr[3]) werden — neben 25 % Galmei von Moresnet, Wiesloch und aus Spanien — Blenden vom Rhein und Harz, von Holzappel, aus Spanien etc. verhüttet, nachdem sie vorher zu Oberhausen geröstet (S. 650). Die Destilliröfen mit 61 nutzbaren Röhren geben aus 1040—1220 Kilogr. Blende mit 48—50 % Zn pro Ofen täglich 420 bis 450 Kilogr. Zink bei 35—37 % Ausbringen und 35—37 Scheffel Kohlenverbrauch. Das Ausbringen ist gegen gleich reichen Galmei um 1—2 % stets geringer (S. 630). 32 Oefen liefern täglich an 12000—13000 Kilogr. Metall.

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 30. — Ann. d. min. 4 sér. V, 165, 227. — Bgwfd. X, 245, 264, 273.
2) Schles. Wochenschr. 1859. No. 39.
3) B. u. h. Ztg. 1860. S. 99.

B. Zu Corphalie bei Huy in Belgien wurde die Blende früher [1]) erst in einem Schachtofen, dann im Flammofen abgeröstet, jetzt in Flammöfen mit eigener Feuerung oder durch die abgehende Flamme der Destilliröfen (S. 650). Bei den älteren Oefen mit 40 Röhren betrug die Beschickung pro Ofen für 24 Stunden 900 Kilogr. Blende mit etwas Galmei und 6 Hectoliter Sandkohlen, wovon bei einem Aufwande von 12½ Hectoliter fetten und mageren Steinkohlen zur Feuerung 300 Kilogr. Zink und 40 Kilogr. grauer Zinkstaub erfolgen, welcher letztere früher in MONTEFIORE's Ofen auf Zink zugutegemacht wurde. Corphalie.

Die Destilliröfen gehen 6—8 Monate; der Thon zu den Röhren wird von Andenne (1000 Kilogr. zu 20 Fr.) bezogen; 1 Röhre kostet 2 Fr.; 1000 Kilogr. feuerfeste Steine 32 Fr. Man braucht in 22 Stunden pro Ofen 3 Destillationsröhren und $^8/_{10}$ Stück gusseiserne Vorlagen. Die Vorstecktuten bestehen aus Schmiedeeisen. 100 Kilogr. Zink kommen mit sämmtlichen Unkosten auf 24 Fr.

In einem Monate hat man früher folgende Betriebsresultate erhalten: 557,700 Kilogr. rohe Blende gaben 460,910 Kilogramm geröstete Blende bei einem Kostenaufwand von 5390,59 Fr., oder von 11,69 Fr. für 1000 Kilogr. Erz. Ausweis.

Zur Reduction kamen in 20 Oefen oder in 620 Schmelztagen:

| | | |
|---|---|---|
| Geröstete Blende. . . . . . . | 413,780 | Kilogr. |
| Gebrannter Galmei . . . . . | 68,870 | „ |
| Oxyd aus den Ansatzröhren . . | 37,650 | „ |
| Abfälle vom Walzwerk . . . . | 4,250 | „ |
| zusammen | 524,550 | Kilogr. |

Davon erfolgten:

| | | |
|---|---|---|
| Zink aus Blende und Galmei . . | 140,260 | Kilogr. |
| „ „ den Oxyden . . . . | 33,354 | „ |
| „ „ „ Abfällen . . . . | 2,795 | „ |
| zusammen | 176,409 | Kilogr. |
| Oxyd . . . . . . . . . . . | 14,672 | „ |

1) Ann. d. min. 1 livr. de 1844. p. 202, 269. — Bgwfd. X, 270, 282.

[redacted]



oder durchschnittlich pro Tag und pro Ofen:

| | | |
|---|---|---|
| Geladenes Erz | 917,00 | Kilogr. |
| Erhaltenes Zink | 275,80 | Kilogr. |
| „ Oxyd | 23,50 | „ |
| Verbrauch an Tiegeln | 2,99 | Stück. |
| „ „ Steinkohlen | 18,62 | Hect. |
| „ „ thönernen Ansatzröhren | 0,82 | Stück. |
| „ „ eisernen „ | 0,75 | „ |
| Eiserne Roststäbe | 1,75 | „ |
| Gesammtes Ausbringen | 32,31 % | „ |

Die Schmelzkosten haben 22920,30 Fr. oder 13,00 Fr. pro 100 Kilogr. Zink betragen.

Achenrain in Tyrol.

C. Zu Achenrain[1]) in Tyrol wird Blende gepocht, fein gemahlen und in einem Flammofen mit 2 Etagen, jede zu 21 Quadratfuss Fläche, mittelst der aus dem Destillirofen ausströmenden Hitze geröstet. Dies geschieht bei mittlerer Rothglühhitze so lange (24 Stunden), bis die Blende eine rothe Farbe angenommen hat und sich keine schweflige Säure mehr daraus entwickelt. Es werden wöchentlich 24 Ctr. Blende geröstet, wovon 17 bis 18 Ctr. geröstete Blende erfolgen. 380 Pfd. von letzterer werden mit 3 Vol. = 14 Cubikfuss Holzkohlen von $\frac{1}{8}$ — $\frac{1}{4}$" Stärke und bis 1" Länge gemengt, die Kohlen aber vorher mit Kalk- oder Salzwasser befeuchtet, damit sich die Blende an dieselben anlegt und sich gut damit mengt. Bei Anwendung von Kohlenpulver war das Zinkausbringen um 10 % geringer.

Die Reduction der Beschickung geschieht in Thonröhren von $3\frac{1}{2}$' Länge, 7" lichter Weite und $1\frac{1}{4}$" Wandstärke. Es liegen deren 29 in einem Ofen. An den Reductionsröhren befinden sich Vorlagen von 12" Länge und 4" Durchmesser, aus denen das Zink in untergesetzte Blechkapseln tröpfelt.

Eine Operation ist nach 24 Stunden beendigt, wobei man gewöhnlich 160—170 Cubikfuss weiches Holz, in 5 bis 6 Zoll starke Scheite gespalten, verbraucht. Die Rück-

1) Bgwfd. IX, 289, 305. — Oesterr. Ztschr. 1858. S. 91.

stände werden verwaschen, der dabei erhaltene Schlieg gemahlen, geröstet und reducirt, wobei bis 30 % Zink erfolgen.

Man verarbeitet in einem Ofen innerhalb 42 Tagen 15880 Pfd. geröstete oder 21800 Pfd. rohe Blende, verbraucht dabei 588 Cubikfuss Holzkohlen zur Beschickung und 32 Cubikklafter weiches Holz zum Brennen und erhält 5366 Pfd. Körnerzink = 37,7 % der gerösteten und 24 % der rohen Blende. Das Körnerzink wird in Passauer Tiegeln umgeschmolzen, wobei noch 8—10 % verloren gehen.

Der Betrieb ist, wie zu Davos (S. 652) in Graubündten, seit länger eingestellt.

---

## Zweites Kapitel.

## Schlesische Zinkgewinnungsmethode.

§. 112. Allgemeines. Dieses Verfahren, zuerst im Jahre 1798 von Ruberg auf der Wessolaglashütte im Plessener Kreise mit Ofenbruch und Galmei versucht[1]), ist bei den in Oberschlesien obwaltenden Verhältnissen — magere Steinkohlen, arme Erze und nicht sehr feuerfester Thon — nur allein mit Vortheil möglich, aber auch in anderen Gegenden (Belgien, Westphalen) für reichere Erze (Galmei und Blende) und langflammige Steinkohlen eingeführt, wenn bei billigen Preisen der letzteren der Thon höher zu stehen kommt. Erze in kleinen Stücken eignen sich besser, als solche in Pulverform. *Anwendbarkeit dieser Methode.*

Trotz der verbesserten Ofenconstructionen, der reichern Erze und fetten Steinkohlen auf den westphälischen und belgischen Hütten arbeiten dieselben doch unter ungünstigeren Verhältnissen, als die oberschlesischen bei ihrem scheinbar etwas veralteten Verfahren, was seinen Grund theils in den billigeren Ankaufspreisen der Rohmaterialien, theils in der Eigenthümlichkeit des Verfahrens und der möglichen Oekonomie bei der Anlage der Hütten, sowie beim Betriebe

1) Schles. Wochenschr. 1859. No. 34. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 328.

[redacted]



selbst hat. Während z. B. im Jahre 1860 auf oberschlesischen Hütten die Selbstkosten pro Ctr. Zink 3 Thlr. 18 Sgr. 9 Pf. bei 15,89 % Ausbringen betrugen, so können die westphälischen und belgischen Hütten trotz ihrer vervollkommneten Oefen und ihrer nicht unter 40—45 % Zink haltigen Erze zu einem solchen Selbstkostenpreise nie gelangen. Hierbei kommt zwar in Betracht, dass in Oberschlesien das procentale Ausbringen nach dem rohen Erze, in Westphalen und Belgien nach dem calcinirten Erze gerechnet wird; aber auch selbst, wenn man jene 15,89 % auf calcinirtes Erz bezieht, so ergeben sich doch nur 22 %, was gegen das Ausbringen der belgischen Hütten äusserst niedrig ist.

Die Hauptabweichungen beim schlesischen Zinkhüttenbetriebe liegen hauptsächlich in der verschiedenen, durch Vorhandensein von mageren oder fetten Steinkohlen bedingten Construction der Destilliröfen, und zwar lassen sich Oefen mit Abführung der Verbrennungsgase nach oben (schlesisches System) und nach unten (belgisch-schlesisches System) unterscheiden.

Klemann hat in seiner Schrift über die Zinkgewinnung in Oberschlesien, Breslau 1860 (B. u. h. Ztg. 1860, S. 163) auf die Mängel des alten oberschlesischen Zinkhüttenprozesses aufmerksam und Vorschläge zu seiner Verbesserung gemacht.

### I. Schlesisches System der Zinkgewinnung.

Wesen des Systems. §. 113. Zinköfen. Die Oefen dieses Systems sind dadurch characterisirt, dass die Flamme vom Feuerungsraum, nachdem sie die Muffeln erwärmt hat, theils durch Oeffnungen im Gewölbe in einen Rauchfang entweicht, theils in seitwärts gelegene Räume zur Calcination des Galmeies (S. 645), zum Vorwärmen der Muffeln und zum Umschmelzen des Zinkes benutzt wird (Bd. I. Taf. XIII. Fig. 321). Bei diesem Mangel an Essen ist ein öfteres Lüften des Rostes und des Schürlochs zur Zuführung von Verbrennungsluft erforderlich, in Folge dessen leicht eine Abkühlung im Ofen eintritt. Die direct und rasch abziehende Flamme erfüllt die Hütte mit für die Arbeiter und die Arbeit selbst ungünstigem Rauch, indem erstere die Arbeit häufiger ver-

lassen, um frische Luft zu schöpfen. Die meisten oberschlesischen Hütten leiden an diesem Uebelstande; derselbe ist aber auf neueren Werken, z. B. auf Silesia, durch Vergrösserung der Gebäude und die Erhöhung der Oefen wesentlich vermindert.

Der Grund für Beibehaltung dieser Feuerluftabführung ohne Esse liegt in der mageren Beschaffenheit der oberschlesischen Steinkohlen (S. 667), wodurch ein weit grösserer Verbrauch davon (bis 20 Theile Steinkohlen auf 1 Theil Zink auf den oberschlesischen Hütten, während bei fetten Steinkohlen auf den Hütten bei Swansea nur 11—12 Theile auf 1 Theil Zink) veranlasst wird, indem die rasch aufsteigende Flamme den untern Theil der Muffeln nur wenig berührt. Versuche auf Gabor II. und Paulshütte, oberhalb der Oefen einen in eine Esse mündenden horizontalen Canal anzubringen, in welchen die Feuergase durch Füchse im Gewölbe zogen, und dadurch die Hitze des Brennmaterials durch Hervorbringung eines starken Zuges besser auszunutzen, gaben unerwünschte Resultate. Die durch den rapideren Luftzug rascher verbrennenden mageren Kohlen hinterlassen kleine Koksstückchen, welche durch den Rost fallen, die kalte Luft dringt durch denselben, der Ofen wird dadurch abgekühlt und lässt sich nicht im regelmässigen Gange erhalten, in Folge dessen die Rückstände zinkreicher ausfallen. Zu Godullahütte hat man die Essen beibehalten.

In England bei fetten Kohlen haben sich solche Oefen (Taf. VIII. Fig. 194, 195) wohl bewährt. Dieselben lassen eine Klinkerrostfeuerung (S. 663) zu, bei welcher sich die zuströmende kalte Luft erwärmt. Versuche zu Hubertushütte[1]) mit Oefen mit niedergehender Flamme nach schlesisch-belgischem Systeme befriedigten auch nicht völlig und es verdienen KLEMANN'S[2]) Vorschläge zu einer verbesserten Ofenconstruction für magere Steinkohlen alle Beachtung. Weder hat sich die von MENZEL versuchte Zuführung von Luft über den Rost[3]) bewährt, noch eine Gasfeuerung.[4])

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 352.
2) KLEMANN, Zinkgewinnung Oberschlesiens. 1860. S. 29.
3) KARST., Arch. 2 R. XXII, 516. — B. u. h. Ztg. 1849. S. 277.
4) KARST., Arch. 2 R. XXIII, 729. — B. u. h. Ztg. 1850. S. 667.

[redacted]



Muffelzahl der Oefen.

Da sich auf die angegebene Weise eine Brennmaterialersparung nicht erreichen liess, so suchte man sie in einer Vermehrung der Muffelzahl, wozu sich der schlesische Ofen besser eignet, als der belgische (S. 673), indem man der Muffelzahl proportional nur den Rost des Ofens zu verlängern braucht. Erfahrungsmässig haben sich als die zweckmässigsten Oefen hinsichtlich des Zinkausbringens die mit 20 Muffeln bewährt (Bd. I. S. 539. Taf. XIII. Fig. 319—322), von denen je 2 in einer Nische *a* stehen (10 kuppelige Oefen, wobei in 10 Nischen je 2 Muffeln zusammengekuppelt sind). Auf der neuerbauten Silesiahütte hat man Oefen mit 24[1]), 26, 28 und 30 Muffeln in Betrieb gesetzt, wobei sich ergab, dass bei geringer Zunahme der absoluten Production das Ausbringen fiel und der relative Brennmaterialverbrauch stieg, wie die folgende Tabelle[2]) zeigt:

| Muffelzahl. | Verarbeitetes Erz. | Brennmaterialverbr. | Zinkproduction. | Brennmater. pr. Ctr. Zink. | Procentales Ausbringen. |
|---|---|---|---|---|---|
| | Ctr. | Ctr. | Ctr. | Ctr. | Ctr. |
| 20 | 53,55 | 138,55 | 10,30 | 13,42 | 19,23 |
| 24 | 60,70 | 152,00 | 10,85 | 14,00 | 17,49 |
| 30 | 67,83 | 178,60 | 11,48 | 15,55 | 16,89. |

Wo fette, langflammige Steinkohlen zur Disposition stehen, [England[3]), belgische, westphälische Hütten[4])], da können mehrmufflige Oefen zu erwünschten Resultaten führen, wobei aber wegen des schwierigern Schürens geschickte Arbeiter erforderlich sind.

Im Allgemeinen nimmt mit der Grösse der Oefen die Schwierigkeit der Arbeit zu und die Dauer der Ofencampagnen ab. Die Erschwerung der Arbeit liegt darin, dass das Laden, Räumen, Auswechseln etc. einer grösseren Anzahl von Gefässen längere Zeit erfordert, als bei kleineren Oefen, wodurch eine Verkürzung der Destillationszeit und in Folge dessen, wenn nicht sehr geübte, zuverlässige Arbeiter vorhanden sind, der Zinkverlust steigt. Je grösser

1) Beschreibung und Zeichnung von einem solchen Ofen: B. u. h. Ztg. 1861. S. 398. Taf. 13. Fig. 1—6.
2) B. u. h. Ztg. 1861. S. 429.
3) Percy, Metallurgy. I, 563 (Zeichnung von Oefen m. 24 Muffeln).
4) B. u. h. Ztg. 1860. S. 33, 46 (Oefen mit 24, 28, 30 u. 40 Muffeln).

der bis zu einer gewissen Temperatur zu erhitzende Raum, um so stärker muss gefeuert werden, wobei die der Feuerung zunächst gelegenen Theile rascher zerstört und die Campagnen verkürzt werden, womit wieder grössere Reparaturkosten, ein Mehrverbrauch an Destillirgefässen und grössere Metallverluste in Verbindung stehen. Durchschnittlich machen die schlesischen Oefen 20—24 monatliche, die belgischen nur 15 monatliche Campagnen.

Herstellung d. feuerfest. Massen

Die Zubereitung des Thones wird in ähnlicher Weise, wie für die Röhrenfabrikation (S. 674) ausgeführt, nur zerkleinert man den gebrannten Thon etwas weniger (auf 3 bis 4 Millim.), setzt ihm nur etwa 16 % Wasser zu und gibt ihm nach dem Zusammenkneten mittelst Handarbeit oder Maschine (S. 675) durch wiederholtes Schlagen mit Holzkeulen eine möglichst feste Consistenz. Hat er diese nicht, so werden die verhältnissmässig dünnen Muffelwände beim Trocknen der Muffeln leicht rissig. Die einzelnen Theile, woraus die Muffeln hergestellt werden, müssen, wie bei den Röhren, innig mit einander verbunden werden, und es darf die Arbeit keine Unterbrechung erleiden. Zuweilen wird der aus der Knetmaschine kommende Teig noch getreten (Valentin Cocq, Flône.)

Muffelfabrikation

Die Fabrikation der Muffeln geschieht:

1) durch Handarbeit, z. B. auf den meisten Hütten in Oberschlesien[1]), indem man den polnischen Thon auf Eisenplatten mit einem Hammer zerkleint, mit $^1/_3$ Chamotte (zerkleinten und gesiebten alten Muffelstücken) versetzt, mit Wasser zu einem homogenen Teig anknetet, aus diesem zunächst ein massives Prisma mit quadratischem Querschnitt von der Breite der Muffel formt und dieses, zur Bildung des Bodens und der Seitenwände, theilweise aushöhlt. Durch Aufsetzen und festes Aufkneten von Thonplatten auf die vertikalen Seitenwände wird nach und nach die Muffel formirt und sodann dem Innern durch Schlagen mit einem hölzernen Hammer die richtige Form gegeben. Nachdem noch aus ein wenig Thon 2 kleine Vorsprünge *a* (Taf. VIII. Fig. 198) zur demnächstigen Aufnahme des Thonsteges *b* an-

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 401.

gebracht sind, lässt man die Muffeln etwa 2 Wochen an der Luft trocknen, worauf sie monatelang in Trockenkammern und kurz vor ihrer Verwendung zum Brennen kommen. Am geschlossenen Ende, wo die Muffeln der höchsten Temperatur ausgesetzt sind, macht man sie etwas niedriger und enger, als an der Vorderseite. Geschickte Arbeiter können wöchentlich 50 — 60 Stück Muffeln anfertigen. Die Wände derselben müssen überall gleichmässig stark sein.

2) mittelst Formen, welche aus einzelnen Theilen bestehen, mit Leinwand überzogen sind und deren Seitenwandungen meist an Charnieren sich drehen lassen. In solchen Formen werden die Muffeln entweder aus Thonsträngen, ähnlich wie die Röhren (S. 676) hergestellt [Llansamlet bei Swansea[1])], oder aus Thonplatten[2]) zusammengefügt (Belgien, Westphalen, Hütten der schlesischen Actiengesellschaft für Bergbau- und Zinkhüttenbetrieb). Während man in Schlesien den durch Handarbeit angefertigten Muffeln den Vorzug gibt, so haben sich doch bei sorgfältiger und rascherer Arbeit auf andern Hütten die geformten wohlbewährt. Auf den Werken der Altenberger Gesellschaft gestattet man dem Arbeiter nicht, mehr als 3 Muffeln in der Schicht zu formen, um Uebereilung bei der Arbeit zu umgehen.

**Muffeldimensionen.** Die Länge der Muffeln hängt von der Grösse des Ofens, ihre Höhe von dem Widerstande ab, welchen sie im Ofen einer Ausbauchung entgegensetzen. Vor Bestimmung der Breite ist für jeden Thon die Grenze zu ermitteln, bei welcher noch ohne Beeinträchtigung der Gefässe die grösste Menge Erz in einer gewissen Zeit reducirt werden kann. Auf schlesischen Hütten sind die Muffeln $4\frac{1}{2}$ — 5 Fuss lang, (ausser den längeren Grenzmuffeln), 6 Zoll im Lichten weit und 18 — 20 Zoll hoch; auf belgischen, westphälischen und rheinischen Hütten durchschnittlich 1,3 M. lang, 0,55 M. hoch 0,15 M. weit im Lichten.

**Brennen der Muffeln.** Das Brennen der Muffeln geschieht:

1) durch die abgehende Flamme aus den Destillir-

1) Percy, Metallurgy. I, 559.
2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 406.

öfen, z. B. in Oberschlesien, wo man zur möglichsten Ersparung von Brennmaterial die Ueberhitze der Destilliröfen ausserdem noch zur Calcination des Galmeies und zum Umschmelzen des Zinks verwendet (Räume *c*, *d* und *e* auf Taf. XIII. Fig. 321, Bd. I. S. 539). Die Muffel wird anfangs nur zur Hälfte in den Temperraum *c* gesetzt, durch Ziegelsteine vor der directen Einwirkung der Flamme geschützt und dann allmälig weiter hinein geschoben, indem man auf die Vorsprünge *a* (Taf. VIII. Fig. 198) den Steg *b* legt. Erst nachdem die Muffel völlig im Ofen steht, schliesst man die Thür und macht sie stark rothglühend. Gewöhnlich sind die Muffeln 1 — 2 Tage vor dem Auswechseln in den Temperofen gebracht und werden erst kurz vor demselben dadurch stark erhitzt, dass man nach aufgezogenem Schieber die Flamme aus dem Destillirofen einleitet und die Eintrageöffnung schliesst. Die Muffeln sollen im Allgemeinen nicht unter 6 Wochen Alter zur Anwendung kommen.

2) in besonderen Temperöfen durch directe Feuerung. Auf vielen Hütten ist man von der Nebenbenutzung der Destillirofenflamme abgegangen, weil der Ofen einestheils durch die nebenliegenden Räume zum Calciniren des Galmeies und zum Brennen der Muffeln seitlich abgekühlt wird (S. 663), dann aber, weil in separaten Oefen, wodurch die Kosten der eigenen Feuerung aufgehoben werden, sich die Muffeln stärker erhitzen lassen und dadurch an Dauer gewinnen.

Bei einem solchen Ofen zu Borbeck[1]) (Taf. VII. Fig. 169, 170) münden die Eintrageöffnungen *a* für die Muffeln ins Innere der Hütte. Die Flamme zieht von der Feuerung *b* in den Raum *c* und nimmt ihren Ausweg durch die Züge *d* in den Fuchs *e* und aus diesem in den Hauptschornstein.

Ein Ofen zu Llansamlet bei Swansea[2]) (Taf. VII. Fig. 178, 179) hat über dem Rost *a* einen Gewölbbogen mit 12 Löchern *b*, durch welche die Flamme eintritt und dann durch Füchse *c* in den Schornstein *d* entweicht. Die Eintrageöffnung kann durch eine eiserne Thür *e* geschlossen

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 407.
2) Percy, Metallurgy. I, 561.

werden. Unter Umständen bleibt eine Muffel an 7 Wochen in dem heissesten Theil des Ofens und noch 10—12 Wochen in den übrigen Theilen.

Auf Friedrich-Wilhelmshütte[1]) bei Stolberg hat man bei alten schlesischen Muffelöfen den in der Mitte zwischen zwei Oefen gelegenen Galmeicalcinirofen mit bis zu 50 Zinkdestillirröhren versehen und bei dieser Vereinigung des belgischen und schlesischen Ofensystems eine Ersparung von 36—60 % Kosten erzielt.

Herstellung er Vorlagen.

Dieselben werden entweder durch Handarbeit über einem hölzernen prismatischen Dorn [Oberschlesien[2])] oder in besonderen Formen aus weniger feuerfestem Thon hergestellt [Llansamlet bei Swansea[3])], getrocknet und gebrannt. Die oberschlesischen Vorlagen (Bd. I. Taf. XIII. Fig. 322) bestehen aus 2 in einander passenden Thontheilen *p* und *r*; in England lässt man den Thonkörper *a* (Taf. VIII. Fig. 197), welcher auf dem Steg *b* in der Muffel *c* an dem einen Ende ruht, mit dem anderen in eine gusseiserne konische Röhre *d* treten, über welche die Eisenblechröhre *e* geschoben ist. Diese geht bis nahe auf den Boden des Tropfloches (Taf. VIII. Fig. 194) nieder. Die Oeffnung am Kopfe der Vorlage wird durch eine Thonplatte *q* geschlossen.

Einrichtung er Destillir-öfen.

Oefen ohne Essen.

Die Construction der üblichsten Oberschlesischen Oefen ohne Essen mit 20 Muffeln ist aus Fig. 319 bis 322 auf Taf. XIII. Bd. I. S. 539 ersichtlich.[4]) Beim Aufbau[5]) der Oefen, sowie bei Reparaturen, trägt es zu einer Kostenersparung bei, dass man einen grossen Theil der inneren feuerfesten Ofenräume, statt aus theureren Ziegeln, aus Masse — 1 feuerfestem Thon und 2 Sand — aufstampft, so z. B. überall das Gewölbe und auch wohl den Feuerraum. Die mittlere Dauer einer Campagne in solchen Oefen beträgt bis dahin, dass durch Ausbrennen des Feuerraums die Muffeln nicht mehr stehen können, an 45 bis 50 Wochen, die Dauer der Gewölbe 2—3, nicht selten 5 Jahre und län-

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 427.
2) B. u. h. Ztg. 1861. S 413.
3) Percy, Metallurgy. I, 561.
4) Siehe: Klemann's Zinkgewinnung in Oberschlesien. 1860. Taf. I.
5) Verfahren beim Aufbau: B. u. h. Ztg. 1861. S. 398.

ger. Da die Gewölbe ihrer Haltbarkeit wegen nicht so flach hergestellt werden können, wie solche aus Steinen, so bedarf es eines grösseren Brennmaterialaufwandes bei Massengewölben.

In wiefern der Mangel der Essen zur Verminderung des Zinkverlustes beitragen kann, ist S. 667 erwähnt.

Die aus sehr feuerfesten Steinen hergestellte Ofensohle, auf welcher die Muffeln stehen, erhält etwas Ansteigen nach dem Feuerraum zu, damit etwa gebildete Schlacken in den vorderen kühleren Theil fliessen können (S. 668). Bei horizontaler Stellung würden sich die Muffeln, was in mehrfacher Weise auf den Betrieb störend wirkt, nach innen zu neigen, indem der der Feuerung näher gelegene Theil stärker schwindet, als der entferntere, und sich neigt. Wird bei alten Oefen mit stark ausgebranntem Feuerraum die Unterlagsmauer für die Muffeln zu kurz, so brennen letztere leicht durch. Alte Oefen produciren weniger Zink, als neue, einige Zeit im Gange befindliche.

**Verbesserungen.**

Als Verbesserungen bei den neueren Bauten auf Silesiahütte sind noch folgende zu erwähnen:

a) durch Herstellung schmalerer Nischen mit schwächeren Theilungsmauern sind die Dimensionen der Oefen unter Ersparung von Brennmaterial ermässigt.

b) Durch Vergrösserung der Gebäude und die Erhöhung der Oefen ist der Eintritt des Rauches in die Hüttengebäude sehr vermindert und durch stärkere Verankerungen die Dauer der Oefen erhöht.

c) Das Ausräumen und Laden der Muffeln ist durch Anbringung von Canälen (Röschen) in der Hüttensohle zur Aufnahme der Rückstände bequemer geworden. Fig. 2 und 6 auf Taf. 13 der berg- u. hüttenm. Ztg. vom Jahre 1861 zeigen eine derartige Einrichtung, sowie auch die später zu erwähnenden belgisch-schlesischen Oefen (Bd. I. Taf. 13. Fig. 323, c).

**Oefen mit Essen.**

Bei Muffelöfen mit Essen, wie sie z. B. zu Llansamlet bei Swansea in Anwendung sind (Taf. VIII. Fig. 194—197), tritt die Flamme durch 2 Reihen von Füchsen *h* im Gewölbe, sowie auch durch seitliche Canäle *m* in über den Oefen sich hinziehende horizontale Canäle *i*, welche in die Esse *k* münden. Die 3 Oeffnungen *n* im Gewölbe die-

[redacted]



nen zur Ausbesserung schadhaft gewordener Muffeln. Die Vorlage *a*, *d*, *e* geht bis tief ins Tropfloch *f* hinab. *c* Muffel. *g* Rost. *p* Gewölbe.

Von KLEMANN sind in seiner Schrift über die „Zinkgewinnung in Oberschlesien, Breslau 1860“ auf Taf. II. Entwürfe zu einem neuen Essenofen und auf Taf. III. Einrichtungen zum Umbau der alten Oefen in Essenöfen gegeben.

NEWTON [1]) leitet die Flamme auch unter die Muffeln und lässt die Zinkdämpfe durch eine Schicht glühender Kohlen in einen Condensator treten.

§. 114. Zinkdestillation. Hierbei sind nachstehende Hauptarbeiten auszuführen:

anipulationen.

bwärmen es Ofens.

1) Abwärmen des Ofens. Nachdem der Ofen mehrere Tage an der Luft ausgetrocknet ist, beginnt man bei möglichst abgehaltenem Luftzutritt zu feuern, bringt die mit dem Steg (S. 694) versehenen Muffeln mit der Vorsicht in den Ofen, dass man ihre geschlossene Aussenseite durch kleine verlorne Mauern vor der Flamme schützt, und verschliesst dann alle Seitenöffnungen möglichst vollständig.

Nach 7—8 Tagen ist bei allmälig verstärkter Feuerung und gesteigertem Luftzutritt der Ofen in solcher Gluth, dass das Chargiren beginnen kann. Zuvor räumt man die verlorene Mauer weg, füllt die Zwischenräume an der Vorderseite des Ofens zwischen Muffeln und Scheidewänden mit Ziegeln und feuerfestem Thon aus, verschliesst die untere Muffelöffnung mit der Thonplatte *y* (Bd. I. Taf. XIII. Fig. 322), bringt die Vorlage *p r* an ihren Ort und trägt durch die hierauf mit einer Thonplatte *q* zu verschliessende Oeffnung in der Vorlage *p* einen schwachen Satz Beschickung in die Muffel, womit

hargiren.

2) das Laden der Muffeln beginnt. Erst nach 3 bis 4 Chargen erhält der hinreichend heiss gewordene Ofen den vollen Satz. Neue Muffeln absorbiren viel Metall, wogegen sich ein Glasiren derselben vortheilhaft erweist (S. 671). Ist der Ofen in normalem Betrieb, so chargirt man alle 24 Stunden, nachdem zuvor das flüssige Zink aus den Vorlagen und die Rückstände auf die unten anzugebende Art aus dem

---

1) Polyt. Centr. 1857. S. 793.

Ofen gezogen. Die Beschickungsbestandtheile (geröstetes Erz, Zinkoxyd, Läuterkrätz, Ansätze aus den Vorlagen, Koks oder magere Steinkohlen) werden mit einer Schaufel (Taf. VIII. Fig. 203) durch die Oeffnung *q* in der Vorlage eingetragen, nachdem die Masse in einem Holzkasten (Taf. VIII. Fig. 204) gemengt und bei feingepulvertem Erz etwas Wasser hinzugethan ist. Bei 20muffligen Oefen ist das Chargiren nach etwa 25 Minuten beendet, worauf man durch Aufwerfen von Thonpatzen die Vorderwand des Ofens ausbessert, die Vorlage schliesst, die Vorsetzthüren vor die Nischen bringt und sie lutirt. Dies dauert $^1/_4$ Stunde und somit das ganze Chargiren etwa 1 Stunde.

Man beschickt die Muffeln alle ziemlich gleich und häuft am heissesten Theile, an der Rückwand, das meiste Erz auf. Um die Arbeiter bei der sehr schwierigen und wegen der grossen Hitze lästigen Arbeit des Chargirens zu schonen, wird ein Ofen meist nicht auf einmal besetzt, sondern in gewissen Zwischenräumen (z. B. in Oberschlesien 6 Uhr Morgens und 2 Uhr Nachmittags) jedesmal nur eine Seite. Ist es bei diesem Verfahren gleich unmöglich, den in verschiedenen Stadien der Destillation befindlichen Muffeln die für jede derselben passende Temperatur zu geben, so hat ein geschickter Arbeiter doch durch zweckmässige Benutzung der Zugöffnungen im Gewölbe die Temperatur ziemlich in der Gewalt. Dieses Verfahren beim Chargiren ist demjenigen vorzuziehen, wo der ganze Ofen gleichzeitig geladen wird, indem die Arbeiter zweier benachbarter Oefen sich zum Besetzen vereinigen. Es hat alsdann der Schmelzer seinen Ofen nicht jederzeit in der Gewalt.

**Ausräumen der Rückstände.**

3) Ausräumen der Rückstände aus den Muffeln. Nach beendigter Charge räumt nach entfernter Vorsetzthür der Schmelzer aus dem horizontalen Theil der Vorlage mit dem Krätzer *a* (Taf. VIII. Fig. 205), der Gehülfe mit dem Krätzer *b* aus dem vertikalen Theil derselben das Zink aus, entfernt die Thonplatte mit einer Zange (Fig. 202) von der unteren Muffelmündung, stösst die Rückstände mit einem spitzen Eisen *a* (Fig. 206) los und räumt sie mittelst einer Krücke *b* (Fig. 206) aus, wobei sie entweder vor den Ofen oder besser in die oben bezeichnete Rösche (S. 695)

[redacted]



fallen. Aus denselben wird das Metallhaltige ausgeklaubt und wieder zur Destillation gegeben. Gleichzeitig sieht man nach, ob die Muffeln gut geblieben sind; wo nicht, so müssen sie bei erhaltenen Rissen mittelst eiserner Löffel (Taf. VIII. Fig. 200) ausgethont oder nöthigenfalls, wenn dies nicht mehr hilft, später ausgewechselt werden. Zuweilen geschieht das Austhonen zweckmässig durch Oeffnen dazu vorhandener Löcher *n* im Gewölbe (Taf. VIII. Fig. 194, 195).

Nach dem etwa 15 Minuten lang dauernden Ausräumen der Muffeln verschliesst man ihre untere Oeffnung mit der Thonplatte und beginnt das Laden in der oben angegebenen Weise. Beim Räumen müssen alle Ansätze sorgfältig entfernt werden, weil sonst der Rauminhalt der Muffel sich vermindert und die Erhitzung der Beschickung erschwert wird.

**Auswechseln der Muffeln.**

4) Auswechseln der Muffeln. Nachdem die Vorwand aus der betreffenden Nische soweit als erforderlich hinweggethan, wird die aus dem Brennofen genommene glühende Muffel (S. 693) vorsichtig auf Krücken an ihren Platz im Ofen auf eine Unterlage von Sand transportirt, die Nischenthür vorgesetzt und, damit man die benachbarte Vorlage nicht zerbricht, durch die Oeffnung in der Nischenthür mittelst Krücken (Taf. VIII. Fig. 199) die Vorwand wieder aufgerichtet, was bei hinreichender Uebung des Arbeiters etwa 20 Minuten Zeit erfordert. Die an ihrer unteren Seite verschlossene und mit der Vorlage versehene Muffel bleibt bis zur nächsten Charge unbesetzt. Schon während des Betriebes geben sich fehlerhafte Muffeln wohl dadurch zu erkennen, dass die Zinkflamme an der Mündung der Vorlage nur schwach ist oder ganz verschwindet. Wirft man dann gegen Ende der Destillation einige Schaufeln voll Kohlen auf den Rost, so dringt der Rauch in Muffel und Vorlage und es erscheint an letzterer eine grössere Flamme. Da magere Steinkohlen weniger Rauch geben, als fette, so dringt derselbe, eben so wie bei Essenöfen, weniger leicht in die Muffeln ein, und es lassen sich durch denselben nur bedeutendere Risse wahrnehmen, was zu grösseren Zinkverlusten führen kann.

5) Die Feuerung. Bei mageren Steinkohlen erhält man während der Destillation ein helles Feuer bei 5 — 8 Zoll hoher Kohlenlage unter zeitweiligem Lüften des Rostes (etwa alle 6 Stunden), wobei man zur Beförderung des Luftzutrittes die Kohlenasche zuerst mit einer Stange seitwärts schiebt und dann die Rostschlacken durch den Schlund *w* (Bd. I. Taf. XIII. Fig. 320) auszieht. Da die beim Verbrennen solcher magern Kohlen entstehenden Koks in kleinen Stücken erfolgen, so legen sie sich dicht auf dem Roste zusammen und bedürfen einer öfteren Auflockerung, sowie man auch wohl durch Offenlassen des Schürlochs der Luft Zutritt gestattet, wobei aber leicht eine Abkühlung eintritt. Bei Anwendung von Treppenrosten erhielt man zwar weniger Cinder, aber die höher liegenden Roststäbe wurden bei dem schwachen Luftzuge in den Röschen stark rothglühend und bald zerstört. Während des Chargirens vermindert man die Hitze. Feuerung.

6) Sonstige Arbeiten. Alsbald nach stattgehabter Ladung und wieder begonnener stärkerer Feuerung entsteht anfangs, wo die Vorlagen noch kühl sind, viel Zinkstaub (S. 660), welcher bei der eigenthümlichen Construction der Vorlagen grossentheils verloren geht, zum Theil aber die Vorlagen verstopft, so dass besonders in dieser Periode ein öfteres Aufräumen derselben mittelst eines Eisens (Taf. VIII. Fig. 205) durch die Oeffnung in der Vorsetzthür hindurch geschehen muss. Erst 2—3 Stunden nach dem Chargiren, wenn die Vorlage die zur Condensation des Zinks in flüssiger Form erforderliche Temperatur erhalten hat, tropft das Zink aus dem vertikalen Theil der Vorlage in die Tropflöcher und damit nimmt die vorher vorhandene starke grünlichblaue Zinkflamme ab. Wollte man durch völliges Schliessen der Tropflöcher an der Vorderseite den Luftzutritt und somit die Verbrennung des Zinks hindern, so entsteht eine stärkere Spannung der Gase und Dämpfe in der Muffel und in Folge dessen reichere Rückstände (S. 671). Man muss während der Destillation eine constante hohe Temperatur zu erhalten suchen und namentlich die Vorlagen in der erforderlichen Temperatur erhalten. Werden sie zu kühl, z. B. in Folge sinkender Temperatur im Ofen bei nicht richtig geöffneten Luft- Sonstige Arbeiten. Aufräumen der Vorlage

[redacted]



zügen im Gewölbe, so bildet sich viel Zinkstaub, das flüssige Zink erstarrt darin und der Hals muss öfters, nöthigenfalls mit einem glühenden Eisen, aufgestockelt werden. Bei Ueberhitzung der Vorlage verbrennt viel Zink. Durch Oeffnen oder Schliessen der Oeffnung in der Nischenthür regulirt man die Temperatur der Vorlagen hauptsächlich.

Umschmelzen des Tropfzinkes.

Das mit Zinkoxyd verunreinigte erstarrte Tropfzink wird seltener in eisernen (England, Godullahütte in Oberschlesien), als in thönernen Kesseln (Oberschlesien) nochmals umgeschmolzen (siehe §. 128) und die dabei fallende Krätze, sowie alle andern zinkreichen Nebenproducte (Zinkoxyd, Ansätze aus den Vorlagen etc.) wieder in die Beschickung gegeben. Godullahütte hat Ballons an den Vorlagen.

Vertheilung der Arbeit.

Vor jedem Ofen arbeiten in Oberschlesien 1 Meister in 24 stündigen und 2 Gehülfen in 12 stündigen Schichten, welche neben den Ofenarbeiten noch das Rösten des Galmeies, das Umschmelzen des Rohzinks, die Anfertigung der Vorlagen und Thonplatten zu den unteren Muffelöffnungen, das Brennen und Auswechseln der Muffeln, sowie die Reinigung der alten Vorlagen von Ansätzen und das Aushalten der reinen Muffelstücke, welche wieder als Chamotte verwandt werden, besorgen. Für die eigentlichen Ofenarbeiten werden sie nach dem Zinkausbringen bezahlt. Die Herbeischaffung des Brennmaterials, die Entfernung der Rückstände, die Reinigung des Rostes und die Gewinnung der Cinder besorgen besondere Arbeiter. Auf den oberschlesischen Hütten machen sich die Arbeiter eine Menge kleiner Bedürfnisse selbst, welche auf den belgischen Hütten besonders gefertigt werden.

## §. 115. Beispiele für Galmeiverhüttung.

Oberschlesische Hütten.

A. Oberschlesische Zinkhütten.[1]) Dieselben, wohl einige 40 an der Zahl, liegen dem nesterweis vorkommen-

1) Manès in: Ann. d. min. 1 sér. XII, 249; Callon, ibid. 3 sér. XVII, 45; Rivot, ibid. 2 livr. de 1848. Delesse, ibid. 4 sér. Tom. IV, p. 377; Tom. VI, p. 213. — Julien in: B. u. h. Ztg. 1861. S. 396. — L. Klemann, die Zinkgewinnung in Oberschlesien. Mit 8 Zeichnungen. Breslau 1860. (B. u. h. Ztg. 1860. S. 168.) Handschriftliche Mittheil. vom Hütteningenieur F. Thum.

den Galmei (S. 627) analog meist an einzelnen Puncten concentrirt zusammen. Der mit Letten oder Dolomit verunreinigte Galmei kommt häufig mit Eisenstein (brauner Glaskopf und mulmiger Brauneisenstein), Bleiglanz und Zinkblende vor, und zwar der Eisenstein neben dem Galmei in schmelzwürdiger Menge. Bei dem geringen Zinkgehalt des Galmeies von 18—20% ist hauptsächlich nur in Folge der billigen Materialpreise ein günstiger Betrieb möglich (S. 666). Die dasigen Angaben über den Zinkgehalt der Erze beziehen sich fast auf allen Hütten auf rohen Galmei, sind mittelst eines Probeschmelzofens empirisch ermittelt und schliessen den Verhüttungsverlust in sich. Man darf deshalb diese Angaben nicht ohne Weiteres mit den auf belgischen und westphälischen Hütten über den Erzgehalt gemachten vergleichen, indem sie sich auf den durch Analysen ermittelten Gehalt im calcinirten Erz beziehen. Ist z. B. in der königl. Erztaxe ein roher Galmei mit 22½% Gehalt nach dem Probeschmelzen in Oberschlesien aufgeführt, so würde er bei 30% Calcinationsverlust 32,13% und bei 10% Verhüttungsverlust 42,13% enthalten.

Die Steinkohlen kosten im Gesammtdurchschnitt pro Ctr. etwa 2 Sgr. 4 Pf. oder die Tonne = 3,65 Ctr. Stückkohlen 11 Sgr., die Kleinkohle 4 Sgr. Der aus Polen (Mirow, Szielcze) bezogene Muffelthon kommt an Ort und Stelle pro Tonne auf 3 Thlr., auf der Hütte an 3 Thlr. 22 Sgr., Rudaer und Neukircher Thon aus der Nähe von Gleiwitz — als Beimengung zum Muffelthon — an Ort und Stelle 1 Thlr. 15 Sgr.

Zum Zwecke einer Preisbestimmung des Galmeies, welche von der Regierung behuf der von den Gruben zu entrichtenden Aufsichtssteuer vorgenommen wird und sich auf die gegebenen Zinkpreise basirt, hat man im Allgemeinen die durchschnittlichen Darstellungskosten pro Ctr. Zink für die oberschlesischen Hütten auf 6 Thlr. 8 Sgr. festgesetzt. Diese Summe zieht man von den Zinkpreisen ab, gestattet den Hütten einen Verdienst von 6% und was über bleibt, wird als Preis des Galmeies angenommen. Diejenigen Hütten, welche mit eignen Kohlen und Erzen arbeiten, stehen sich dabei ungleich besser als die, welche beides kaufen müssen,

[redacted]



weil erstere noch den besondern Verdienst der Galmei- und Kohlengruben zu Gute haben.

Der Thon zu den Muffeln und zum Ofenbau wird theils noch mittelst Handrammen, z. B. auf Lydogniahütte, theils unter einsteinigen Kollermühlen, z. B. auf Silesiahütte, zerkleint. Auf letzterer halten die Muffeln, aus 1 Thl. trocknem gemahlenen Thon von Mirow und 1 Thl. gemahlenen, von Schlacken gereinigten Muffelscherben mittelst hohler Chablonen (S. 692) geformt, 7—8 Wochen und man sucht immer 1600—1800 Stück davon vorräthig zu halten. Eine andere Composition ist: $^1/_4$ Mirower Thon, $^1/_4$ deutsch Neukircher Thon und $^2/_4$ Chamotte. Aus freier Hand geformte Muffeln zu Godullahütte, aus 2 Thln. Thon von Szielcze und 1 Thl. Muffelscherben bestehend, dauern nicht selten 10 und mehr Wochen aus. Für einen Ofen mit 20 Muffeln braucht man wöchentlich etwa 3 Muffeln.

Die mittlere Dauer der Campagnen ist zu Silesiahütte 45—50 Wochen, auf manchen Hütten $1^1/_2$—$1^7/_8$ Jahr.

Das Calciniren des Galmeies (S. 644) geschieht auf allen Hütten und das Umschmelzen des Zinkes auf den meisten durch die abgehende Hitze aus den Destillíröfen.

Nach JULIEN [1]) gibt ein Ofen in 24 Stunden aus 7—8 metrischen Ctrn. à 100 Kil. Erz bei 15—16 % Ausbringen 1,06—1,16 Ctr. Zink. Preis für Galmei loco Grube 1,50 Fr. bei 0,33 Fr. Transportkosten pro metr. Ctr.; für Kohlen 6—7 Fr. pro 1000 Kil.; Kosten einer Muffel etwa 5,5 Fr., eines Schmelzkessels 6,2 Fr. Auf 1 Thl. Zink gehen 20 Thle. Steinkohlen und auf 1000 Kil. Zink 3—$3^1/_2$ Muffeln. Ein täglicher Ofen verbraucht 0,42 Stück Muffeln, so dass eine Muffel 47 Tage hält. Die Gedinglöhne sind so normirt, dass ein Schmelzer pro 12stündige Schicht 2,20 Fr., jeder der beiden Gehülfen 1,80 Fr. verdient; Hülfsarbeiter erhalten täglich 1,25 Fr. 2 zusammenliegende Oefen kosten 3000 und mit Gebäude 7000 Fr.

Den Verhüttungsverlust nimmt man gewöhnlich zu $^1/_4$ des Gehaltes der Erze an, so dass aus solchen mit 20 % Zink 15 % erfolgen. Nach KLEMANN möchte der Gesammt-

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 414.

verlust 30—33 % von dem durch die Analyse ermittelten Zinkgehalt des Galmeies betragen. Im günstigsten Falle enthalten nach demselben die Muffelrückstände 2, zuweilen bis 8 % Zink.

Im Jahre 1860 betrug die Zinkproduction Oberschlesiens 816229 Ctr.

Auf der der schlesischen Gesellschaft gehörigen Silesiahütte[1]), dem grössten bis jetzt bestehenden Zinketablissement mit 180 Oefen, beschickt man die Oefen mit 20 Muffeln täglich mit 16 Ctr., die mit 24 Muffeln mit 18 und die mit 26 Muffeln mit 20 Ctr. Galmei und erreicht bei einem Kohlenverbrauch von 13 Tonnen im Durchschnitt pro Ofen ein mittleres Ausbringen von 17 %. Die 20 muffligen Oefen haben sich am besten bewährt (S. 690). Ein Ofen producirt jährlich 1000 Ctr. Zink.

Die schlesische Gesellschaft hat im Jahre 1859 auf ihren sämmtlichen Hütten mit 226 Oefen 197618 Ctr. Rohzink bei folgenden Selbstkosten pro Ctr. Rohzink fabricirt:

| | Thlr. | Sgr. | Pf. |
|---|---|---|---|
| Für Galmei | — | 28 | 10 |
| „ Zinkasche | — | — | 11 |
| „ Anfuhr des Galmeies | — | 5 | 10 |
| „ Steinkohlen | 1 | 8 | 9 |
| „ feuerfeste Materialien | — | 6 | 5 |
| „ Guss- und Stabeisen | — | 1 | 1 |
| An Arbeitslöhnen | — | 19 | 2 |
| „ Generalunkosten | — | 3 | 11 |
| Für Reparaturen | — | 4 | 6 |
| An Pacht | — | — | 7 |
| „ Extraordinarien | — | 1 | — |
| Zusammen | 3 | 21 | — |
| An verschiedenen Einnahmen ab | — | — | 3 |
| Summe der Selbstkosten | 3 | 20 | 9 |

Im Jahre 1861 lieferten 274 Oefen 238,520 Ctr. Zink bei 3 Thlr. 17 Sgr. 10 Pf. Selbstkosten. Der Verkaufspreis pro Ctr. Zink betrug loco Breslau nach 22jährigem Durch-

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 99; 1860. S. 244; 1861. S. 399, 414; 1862. S. 344.

schnitt 5,89 Thlr.; derselbe stand in 18⁴⁸/₄₉ am niedrigsten, zu 3,6—3,96 Thlr.

Nach JULIEN [1]) producirten die Hütten der schlesischen Gesellschaft im Jahre 1858 mit 221 Oefen bei 38,950 Betriebstagen aus 292,438 metr. Ctr. Galmei 41,175 metr. Ctr. Zink bei 14,01 % Ausbringen. Es betrugen die Kosten:

| | | pro Tag und Ofen. | pro Ctr. Zink. |
|---|---|---|---|
| Verarbeitetes Erz . . . . | metr. Ctr. | 7,90 | 7,10 |
| Zinkproduction . . . . . | „ | 1,11 | — |
| Brennmaterialverbrauch . . | „ | 23,25 | 20,83 |
| Verbrauch an Muffeln . . | „ | 0,41 | 0,37 |
| „ „ Kesseln . . | „ | 0,05 | 0,05 |

Selbstkosten pro metr. Ctr. Zink 35,36 Fr.

Die Lydogniahütte [1]) (von Lydognia, polnisch: helles Feuer), eine der ältesten Hütten (im Jahre 1809 erbaut), verarbeitet den Zwanzigsten der Gruben wie auf den meisten Hütten Oberschlesiens bei einem 24 stündigen Beschickungsquantum von 15—16 Ctr. Galmei, 1 Tonne Kohlenklein und 1 Tonne Cinder, einem Kohlenverbrauch von 12—13 Tonnen für die Feuerung und einem Ausbringen von 15—19 % Zink. Durchschnittlich beträgt die Zinkproduction pro Ofen und Woche 20 Ctr., Kohlenverbrauch auf 1 Ctr. Zink 4,3—4,9 Tonnen, Galmeiverbrauch pro Ctr. Zink 5,62 Ctr., Muffeldauer 6—8 Wochen.

Im Jahre 1860 wurden aus 126493,5 Ctr. Haufwerk bei 18,7 % mittlerem Ausbringen 23633 Ctr. Rohzink mit 4,3 Tonnen Steinkohlen pro Ctr. Zink producirt. Eine Muffel hielt 7,8 Wochen und bei 23 Oefen kam die Betriebsdauer auf einen derselben durchschn. auf 51,4 Wochen. Als Nebenproduct erfolgten 201½ Pfd. Cadmium, das Pfd. zu 2 Thlr. verkäuflich. Selbstkosten pro Ctr. Rohzink:

| | Thlr. | Sgr. | Pf. |
|---|---|---|---|
| an Löhnen . . . . . . . . . . . . | — | 24 | — |
| für Gusswaaren, Roste . . . . . . . . . | — | 1 | 4 |
| „ Muffeln und Schmelzkessel . . . . . | — | 6 | 8 |
| „ Schmelzmaterialien . . . . . . . . . | 1 | 29 | 8 |
| Latus | 3 | 1 | 8 |

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 37, 256. — Schles. Wochenschr. 1861. No. 20.

| | Thlr. | Sgr. | Pf. |
|---|---|---|---|
| Transp. | 3 | 1 | 8 |
| Für Steinkohlen . . . . . . . . . . . | 1 | 3 | 6 |
| „ Ofenbau und kleine Reparaturen . . . | — | 3 | 3 |
| „ Generalkosten . . . . . . . . . . | — | 2 | 7 |
| | 4 | 11 | — |
| Durchschnittl. Verkaufspr. | 5 | 22 | 6 |

Auf der deutschen Hütte verhüttet man meist nur ärmere Waschgalmeie, wovon der Ctr. loco Grube 2—3 Pf. bei 2 Sgr. Fracht bis zur Hütte kostet. Preis der Stückkohlen 11 Sgr., der Kleinkohlen 4 Sgr. pro Tonne. Für jeden Ofen braucht man bei 15—16 Ctr. Galmeibeschickung 6 Tonnen Stück- und 6 Ton. Kleinkohlen bei 10 % Ausbringen. 1 Muffel kostet 1 Thlr.; der Schmelzer erhält pro Schicht 14 Sgr., der Schürer 12 Sgr. Die Selbstkosten pro Ctr. Zink betragen:

| | Thlr. | Sgr. |
|---|---|---|
| für Arbeitslohn . . . . . . . . . . . . | — | 22 |
| „ Kohlen . . . . . . . . . . . . . | 1 | 12 |
| „ Galmei (8 Ctr. auf 1 Ctr. Zink) . . . . | 2 | 15 |
| „ Muffeln ($^1/_4$ Muffel pro Ofen und Tag) . . | — | $3^1/_2$ |
| „ Eisenwerk . . . . . . . . . . . . | — | 1 |
| Sonstige Ausgaben . . . . . . . . . | — | 15 |
| Summa | 5 | 9 |

Der Betrieb solcher Hütten kann bei niedrigen Zinkpreisen nur dann aufrecht erhalten werden, wenn beim Einkauf der Kohlen und des Galmeies speculativ zu Werke gegangen wird.

In Oberschlesien [1]) producirten im Jahre 1859 44 Hütten aus 4,482,500 Ctr. Galmei mit 3,645,103 Tonnen Steinkohlen 780,625 Ctr. Zink bei durchschn. 16,12 % Ausbringen; Kohlenverbrauch 4,67 Tonnen à 336 Pfd. = 1569 Pfd. pro Ctr. Zink und $3^1/_2$—5, durchschn. 4 Thlr. 5 Sgr. Selbstkosten. Das Ausbringen variirte zwischen 11,8 % (Emmahütte) und 20,4 % (Kunigundenhütte). Mit den durchschnittlichen Selbstkosten verglichen, beträgt der Werth der aufgewandten Kohlen 33 %, der Löhne 17 %, der für Muffeln und Reparatur 9 %.

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 327, 400; 1861. S. 263.

Eine ähnliche Zinkgewinnung, wie in Oberschlesien, findet in Polen[1]) und Galizien statt, nur kommen die Erzeugungskosten höher wegen geringerer Mächtigkeit und Armuth, sowie schwierigerer Ausrichtung der Galmeilagerstätten. Die Zinkproduction in Westgalizien und Krakau betrug im Jahre 1861 an 17,289 Ctr., in ganz Oesterreich 25,451 Ctr.

Stolberger Hütten.

B. Stolberger Hütten[2]), welche theils noch nach dem alten schlesischen, theils nach dem belgisch-schlesischen Systeme Galmei (Steinfurth) oder Blende (Heinrichshütte auf Münsterbusch) oder beide (Birkengang) verarbeiten.

Die Zinkhütte Steinfurth[3]) verhüttet Galmei von Wiesloch (S. 626) theils roh, theils calcinirt angelieferten Galmei in Oefen mit 20, 24 und 28 Muffeln. Erstere werden alle 24 Stunden auf beiden Seiten besetzt, während man bei den übrigen nur eine Seite mit der ganzen Ladung versieht; daher kommt bei ersteren Oefen ein verhältnissmässig grosses Durchsetzquantum und ein geringeres Ausbringen. Bei den 20- und 24muffligen Oefen ist der Raum für jede Kuppel 22 Zoll, bei den 28muffligen aber 26 Zoll breit, in Folge dessen in letzteren Oefen der Kohlenverbrauch grösser ist, dagegen aber auf der anderen Seite das Ausbringen bedeutender. Dasselbe beträgt bei den Oefen mit 28 Muffeln 34,2 %, mit 24 Muffeln 30,7 % und mit 20 Muffeln 25,2 %, durchschnittlich 30 % des calcinirten Erzes oder, bei 28 % Gewichtsverlust beim Calciniren, 21,6 % des rohen Erzes. Man calcinirt mit der abgehenden Destillirofenflamme (S. 645) 8 Ctr. Galmei in 6 Stunden. Der Galmei wird mit 40—48 % mageren Reductionskohlen beschickt. Mit 344 Muffeln erhielt man in 1 Monat aus 5673 Ctr. calcinirtem Galmei 1675 Ctr. Zink mit 14790 Scheffel Heizkohlen und 3220 Scheffel Reductionskohlen bei einem Verbrauch von 120 Muffeln, 1200 Thlr. Arbeitslöhnen und 24,5 % Ausbringen vom rohen und 29,5 % vom calcinirten

1) Lesoinne u. Perdonnet in: Ann. de l'industrie. IV, 305. — Bgwfd. VI, 409; XII, 460.

2) Aeltere Literatur: Rivot in: Ann. d. min. 4 sér. X, 511. — B. u. h. Ztg. 1847. S. 289. — Bgwfd. VI, 10; XVII, 321.

3) B. u. h. Ztg. 1860. S. 92, 495.

Erz. Die Muffeln, aus 1 Thl. Thon von Andenne und 2 Thln. Chamotte gefertigt, kosten à Stück 1 Thlr. 10 Sgr.; 1 Vorlage, aus 3 Thln. Busbacher Thon und 1 Thl. Chamotte, 2 Sgr. 8 Pf. 1000 Kil. Andenner Thon kosten loco Hütte 12 Fr. und 10 Fr. Transport = 5 Thlr. 26 Sgr., 1000 Kil. Thon von Busbach loco Hütte 1 Thlr. 24 Sgr., 1000 Kil. Aachener Thon 3 Thlr. 15 Sgr., 1000 Kil. feuerfeste Steine 12½, 10 und 7 Thlr. je nach der Qualität.

Die Selbstkosten pro Ctr. Zink betragen 6 Thlr. 21 Sgr. 10 Pf., nämlich für Erz 3,66, Heizkohlen 1,67, Reductionskohlen 0,29, Arbeitslöhne und Prämien 0,74, Utensilien 0,07, Muffeln, Vorlagen etc. 0,17, Verwaltungskosten 0,09, sonstige Ausgaben 0,04, zusammen 6,73 Thlr.

In einem der letzteren Jahre, wo auch Oefen nach belgisch-schlesischem System mit 24 und 32 Muffeln erbaut waren, enthielten 24 Oefen zusammen 704 Muffeln, von denen 392 Stück 98,209 Ctr. Wieslocher, spanischen, Breiniger und Busbacher Galmei und Zinkschwamm im Werthe von 91,913 Fr. 22 Cent. verarbeiteten. Es erfolgten davon mit 250,815 Scheffel Kohlen im Werthe von 45477 Fr. 71 Cent. 1,904,046 Pfd. Rohzink, also aus 515 Pfd. Erz 100 Pfd. Zink bei 19,3 % durchschnittlichen Ausbringen aus rohem und 24 % aus calcinirtem Galmei. Man brauchte 2636 Stück Muffeln und 14025 Vorlagen, von denen erstere durchschnittlich 54, letztere 10 Tage im Feuer standen.

§. 116. Beispiele für Blendeverhüttung.

A. Zur Heinrichshütte bei Münsterbusch in der Stolberger Gegend röstet man 12 Ctr. gemahlene Blende in 24 Stunden mit 26 Scheffel Steinkohlen bei 16 % Röstverlust in Flammöfen (S. 652) ab, einen Theil auch in combinirten Muffel- und Flammöfen (S. 655). 1300 Pfd. rohe Blende erfordern nach dem Rösten 430 Pfd. magere Reductionskohlen und 33 Scheffel Heizkohlen. Zur Darstellung von 100 Pfd. Zink gehen bei 33 % Ausbringen 300 Pfd. rohes Erz mit 45 % Zink, 1100 Pfd. Kohlen und 6⅔ Thlr. Darstellungskosten. Münsterbusch.

Die Muffeln werden theils in Formen aufrecht stehend gemacht, und ein Arbeiter liefert täglich 3 Stück à 6½ Sgr. oder sie werden in einer der Länge nach auf der Sohle

45*

stehenden Form hergestellt, und zwar von 1 Arbeiter täglich 6 — 7 Stück à 3 Sgr. 3 Pf. Nach dem Formen werden die Muffeln 1 Tag lang bei einem Trockenofen, hierauf von diesem weg an einen andern Platz in der Trockenkammer 4—5 Wochen gebracht; dann stehen sie wenigstens 1 Jahr auf der Muffelkammer. 1 getrocknete Muffel wiegt 180 Pfd., kostet 1 Thlr. 20 Sgr. und hält durchschnittlich 70 Tage. Die Muffeln bestehen aus $^3/_5$ grauem gebrannten und $^2/_5$ schwärzlichem rohen Andenner Thon, wovon 1000 Kil. bester Sorte loco Andenne 13 Fr. 50 Cent. und noch 13 Fr. für Transport kosten.

Die Hütte producirte im Jahre 1860 an 65175 Ctr. Rohzink aus Dürener, sonstigen preussischen, belgischen, spanischen, amerikanischen, badischen und nassauschen Erzen bei 246 Arbeitern. Im Jahre 1861 betrug die Production bei 227 Arbeitern in 39 Oefen 70225 Ctr. im Werthe von 386387 Thlr.

kenganger Hütte.

B. Zur Friedrich-Wilhelmshütte bei Stolberg (Birkenganger Hütte) werden Blenden von Bensberg, Breiniger Berg, Dipenlienchen, Spanien etc. mit 45 % oder bei 16 % Röstverlust mit 53,5 % Zink verhüttet, wobei ein directes Ausbringen von 32,4 % des rohen Erzes und 1,8 %

| | Thlr. | Sgr. | Pf. |
|---|---|---|---|
| 5500 Pfd. rohe Blende . . . . . . . . | 61 | 18 | — |
| 4 Arbeiter à 16 Sgr. . . . . . . . . | 2 | 4 | — |
| 4/14 Auflader à 20 Sgr. . . . . . . . | — | 5 | 9 |
| 8 Scheffel Kohlen à 5 Sgr. 5 Pf. . . . | 1 | 13 | 4 |
| 4630 Pfd. geröstete Blende kosten . . . | 65 | 11 | 1 |

In den neueren Doppelmuffelöfen mit zurückkehrender Flamme (§. 117) erhält man günstigere Resultate.

Im Jahre 1860 wurden 64231 Ctr. Zink theils aus 28procentigen Blenden von Breiniger Berg und einigen anderen Gruben des Dürener Bezirks (gegen 76000 Ctr.), theils Erzen aus anderen preussischen Bezirken (66000 Ctr.) mit durchschnittlich 33 %, theils spanischem Galmei mit 56 % Zink (56000 Ctr.) ausgebracht. Im Jahre 1861 betrug die Production bei 290 Arbeitern in 35 Oefen an 70107 Ctr. im Werth von 420642 Thlr.

C. Zu Llansamlet[1]) bei Swansea wird silberhaltige Blende geröstet (S. 651), das Silber auf nassem Wege extrahirt und der Rückstand auf Zink benutzt in Destilliröfen mit 24 Muffeln und Ableitung der Flamme in eine Esse (S. 695). Die 24 Muffeln werden gefüllt mit 1568 engl. Pfd. entsilberter Blende, 150 Pfd. Zinkkrätze vom Umschmelzen am vorigen Tage, 5 Ctr. klarer bituminöser Kohle und 2 Ctr. Cindern. Jede Retorte enthält 71 Pfd. zinkhaltige Producte; die dem Feuerraum am nächsten gelegenen ladet man wohl etwas stärker, als die entfernteren. Morgens 6 Uhr werden von 2 Mann die Rückstände ausgeräumt und die Muffeln gefüllt, indem beide Arbeiter gleichzeitig das Muffelpaar in einer Nische vornehmen. Das Räumen und Füllen dauert 3—4 Stunden. Etwa 5 Stunden nachher beginnt die Zinkcondensation in den Vorlagen und dauert bis 3 oder 4 Uhr am folgenden Morgen, nimmt aber bis gegen 6 Uhr immer mehr ab, worauf wieder das Räumen und Laden geschieht. Das Tropfzink wird in eisernen Kesseln umgeschmolzen (§. 128). Swansea.

Bei einem Gehalte der gerösteten Blende von 43,4 % erhält man ein Ausbringen von 36,4 %; bei der Blende-

1) Percy, Metallurgy. I, 558.

[redacted]



röstung hat man $1\frac{1}{2}\%$, beim Destilliren 7,4 %, zusammen 9 % Zinkverlust. Man verbraucht in 24 Stunden 1 Tonne 4 Ctr. 2 Qr. fette, 1 Tonne 8 Ctr. magere Kohlen und 5 Ctr. Cinder, zusammen 2 Tonnen 17 Ctr. 2 Qr. oder nahe $11\frac{1}{2}$ Tonnen auf 1 Tonne Zink. Eine Campagne dauert etwa 13 Monate, und alle 4 Jahre muss der Ofen bis zum Rost von oben herab wieder neu gebaut werden. Beim Beginn einer Campagne ladet man die Muffeln anfangs schwach, bis sie am siebenten Tage ihre volle Charge haben. Es wird viel Metall von neuen Muffeln absorbirt.

### II. Belgisch-schlesisches System der Zinkgewinnung.

Wesen des Ofens.

§. 117. Zinköfen mit zurückkehrender Flamme. Bei diesen für fette, langflammige Steinkohlen anwendbaren Oefen zieht die Flamme zwischen den Muffeln durch abwärts in unter der Ofensohle befindliche Canäle und aus diesen in eine Esse, ohne noch weiter zu Nebenzwecken (Calcination des Galmeies, Brennen der Muffeln etc.) benutzt zu werden. Bei dieser Einrichtung werden die Muffeln gleichmässiger erhitzt, namentlich deren untere Partien mehr getroffen, der bei den alten schlesischen Oefen für die Arbeiter so lästige Rauch (S. 688) beseitigt und wesentlich an Brennmaterial gespart. Dass bei solchen Oefen, wenn die Muffeln schadhaft geworden sind, ein grösserer Zinkverlust stattfinden kann, als bei den gewöhnlichen schlesischen Oefen, ist früher (S. 671) bemerkt.

Solche Oefen sind zuerst auf den Werken der Altenberger Gesellschaft in Belgien (Valentin Cocq, Flône) und Westphalen (Borbeck) sowohl für Galmei, als Blende in Anwendung gekommen, dann aber auch auf andere Hütten, z. B. die Stolberger (S. 707), übergegangen. Sie unterscheiden sich von den alten schlesischen auch noch wesentlich in der Einrichtung der Vorlagen, aus denen man das Zink gleich flüssig in die Formen gelangen lässt.

Muffeln.

Zur Erhöhung der Production und der besten Ausnutzung des Brennmaterials hat man, in Vergleich mit den gewöhnlichen schlesischen Oefen, theils eine Vergrösserung, theils eine Vermehrung der Muffeln mit Erfolg vor-

genommen, und zwar von 20 auf 24, 28, 32, 36 und 40 Stück. Oefen mit 32 Muffeln sind die gebräuchlichsten, und man rechnet auf die einzelne Muffel für 24 Stunden durchschnittlich 55—60 Kil. Erz in der Beschickung. Zu Valentin Cocq und Flône hat man bei Oefen mit 24 Muffeln *(a)* von 1,30 Met. Länge, 0,55 Met. Höhe und 0,22 Met. Breite, bei solchen mit 28 *(b)* und 32 Muffeln *(c)* von gleicher Grösse und mit 32 Muffeln *(d)* von 1,40 Met. Länge, 0,60 Met. Höhe und 0,22 Met. Breite in 24 Stunden bei 1 Ofen folgende Resultate erhalten, welche von denen beim gewöhnlichen schlesischen Ofen (S. 690) sehr abweichen:

| | Beschickung. Galmei. Kil. | Beschickung. Kohlen. Kil. | Zinkproduction in 24 Stunden Kil. | Zinkproduction in Proc. | Heizkohlen. Kil. | Muffeln. Stück. | Vorlagen. Stück. | Thonpfropfen. Stück. | Thonplatten. Stück. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| a. | 580 | 150 | 227 | 39,20 | 1808 | 0,40 | 2,0 | 1,0 | 14 |
| b. | 680 | 175 | 272 | 39,65 | 1903 | 0,35 | 2,3 | 1,7 | 18 |
| c. | 780 | 200 | 312 | 40,00 | 2047 | 0,37 | 2,3 | 2,0 | 20 |
| d. | 920 | 230 | 349 | 38,00 | 2143 | 0,41 | 2,4 | 2,0 | 20 |

Bei den Oefen *a*, *c* und *d* beträgt der Brennmaterialverbrauch auf 100 Kil. Zink resp. 796, 656 und 614 Kil., der Arbeitslohn resp. 4,98, 3,62 und 3,24 Fr. Von den Grenzen, bis zu welchen man mit Vergrösserung der Oefen gehen kann, war S. 663 die Rede.

Der Thon zu den Muffeln wird auf Kollermühlen (S. 656) zerkleint, in Knetmaschinen (S. 675) präparirt, daraus die Muffeln in offenen Formen (S. 692) hergestellt, getrocknet (S. 692) und gebrannt.

Die Borbecker Brennöfen (S. 693) haben vor den runden thurmähnlichen mit einer einzigen Feuerung (Borbeck, Valentin Cocq), sowie auch vor den zu St. Leonard mit mehreren kleinen Feuerungen hinsichtlich der gleichmässigen Erwärmung Vorzüge, wenn letztere nicht durch Aufführung innerhalb des Gebäudes vor dem Luftzug geschützt werden können.

Die Vorlagen (*tubes bottes*) ruhen, wie bei den schlesischen Oefen, auf einem Steg, welcher die Muffelmündung in zwei Theile theilt, deren unterer, zum Ausräumen der Rückstände, durch eine Thonplatte (*taque*) geschlossen wer- Vorlage

[redacted]



den kann. Man hat im Allgemeinen zwei Vorlagenconstructionen. Bei der einen [1]), z. B. zu Valentin Cocq (Taf. VIII. Fig. 191), besteht sie aus einer Röhre *v* mit einer Ausbauchung nach unten, welche vorn durch einen mit einer kleinen Oeffnung versehenen Thonpfropf *s* (*bouchon*) geschlossen ist. Nach Wegnahme desselben wird das flüssige Zink mittelst einer Kratze aus der Ausbauchung herausgezogen.. Zur Auffangung des Zinkstaubes kann eine Alonge (Ballon) *u* (Taf. VIII. Fig. 188) an die Vorlage gesteckt werden. Aehnliche Vorlagen hat man zu Godullahütte.

Auf der Zinkhütte zu Moriston [2]) bei Swansea befinden sich etwas über dem tiefsten Puncte des Bauches (Taf. VIII. Fig. 196) mehrere mit Thonpfropfen verschlossene Oeffnungen, aus welchen man von Zeit zu Zeit das Zink aus verschiedenem Niveau und dadurch von verschiedener Reinheit ablassen kann, während das bei einem Bleigehalt der Erze (Blende) verflüchtigte und condensirte Blei auf der Sohle des Bauches zurückbleibt. Man erhält hierbei ein reineres Zink und umgeht das Krätzern.

Letzteres wird auch bei der Einrichtung zu Borbeck [3]) (Taf. VIII. Fig. 192) erreicht, wobei man die Vorlage *a*, deren je 2 in einer Ofennische auf einem eisernen Bock *b* ruhen, mit einer lutirten Thonplatte *c* verschliesst und sich hinter derselben das flüssige Zink ansammeln lässt. Letzteres kann durch eine Stichöffnung abgelassen werden, während durch eine 2 Zoll weite Oeffnung im oberen Theil der Thonplatte Gase entweichen. Letztere Oeffnung ist äusserlich mit einer ringförmigen Erhöhung *d* umgeben, auf welche man die Alonge stecken kann.)

Bei dieser Vorrichtung spart man beim Entleeren des Zinkes an Zeit, und die Vorsetzthür vor den Nischen wird entbehrlich, dagegen rinnt leicht Zink aus, welches dann nochmals umgeschmolzen werden muss und eine unreinlichere Arbeit herbeiführt.

---

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 47.

2) B. u. h. Ztg. 1861. S. 430. — Tunner's Ber. über d. London. Ind.-Ausst. v. 1862. Wien 1863. S. 115.

3) B. u. h. Ztg. 1860. S. 100.

Ein belgisch-schlesischer Ofen mit 32 Muffeln hat nachstehende Einrichtung (Taf. VIII. Fig. 186—190): *a* Scheidewände zwischen den Nischen, welche zur Unterstützung des Ofengewölbes dienen und gestatten, dass man die Muffeln an ihrer Vorderseite befestigen und die eindringende kalte Luft abschliessen kann; *b* Canäle, in welche die Flamme aus dem Destillirraume durch die Füchse *d* nahe an den Muffelmündungen gelangt. Um eine gleichmässige Flammenableitung herbeizuführen, werden diese Füchse wohl um so mehr erweitert, je entfernter sie vom Feuerraum liegen (Moriston bei Swansea). Die Canäle *b* führen entweder in thönerne Kaminröhren *f* (Valentin Cocq) von 8,6 Met. Höhe, 0,45 Met. unterer und 0,35 Met. oberer Weite bei 0,06 Met. Wandstärke, welche in Formen [1]) hergestellt werden, oder man leitet die Flamme von sämmtlichen Oefen (zu Flône von 20) in eine gemeinschaftliche Esse. *c* Canäle zur Aufnahme der Rückstände, die in das Gewölbe *i* rutschen, welches sich mit dem Hauptgewölbe *k* kreuzt. Dieses dient zur Arbeit unter dem Rost, zur Aufnahme und Fortschaffung der Asche etc. *e* Schürloch. *g* Zug zur Ableitung der Flamme nach dem älteren Verfahren. *h* Steg (*brique de pont*) in den Muffeln. *l* Raum zwischen zwei Oefen, früher zum Calciniren des Galmeies, jetzt noch theilweise zum Umschmelzen des Zinks benutzt, bei grösseren Oefen aber ganz beseitigt. *m* Muffeln mit Ansteigen nach hinten auf dem Herd (S. 695) und in 2 Zoll Entfernung von den Scheidewänden *a* stehend. Bei der allmäligen Erweiterung des Feuerraums rückt man die Muffeln oft bis zum Canal *c* vor. *n* Nischen. *o* Vorsetzthür oder Rahmen (Taf. VIII. Fig. 190) für die Nischen, aus starkem Bandeisen und mit Lehm beworfen. Aus ihrem Obertheil ragen die Mündungen der Vorlagen *p* heraus, während der untere offene Theil *q* mit einer lehmbeworfenen Thür *r*, je nachdem es die Temperatur der Vorlagen erheischt, verschlossen wird. Bei der Vorlage *a* (Taf. VIII. Fig. 192) bedarf es des ganzen Rahmens *o* nicht, sondern nur der Thür *r*, indem man den oberhalb der Vorlage befind-

Einrichtung der Oefen.

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 81.

lichen Raum mit Ziegeln zumauert. *u* Alonge an den Vorlagen *v*. *t* Feuerungsraum aus sehr feuerfesten Steinen von der angedeuteten Gestalt. Auch zu den Wänden *a*, der Herdsohle und an den Vereinigungspuncten der Canäle *b* nimmt man aus Muffelmasse gefertigte Steine. Ein guter Ofen hält durchschnittlich 2 Jahre bei einem Verbrauche von etwa 8 Stück Muffeln monatlich.

Sollen die Oefen mehr als 32 Muffeln, etwa 36 oder 40 erhalten, so richtet man, ohne den Rost zu verlängern, das Ofengewölbe als einfaches Tonnengewölbe her, um die Mauern der schmalen Ofenseiten weniger zu belasten und schwächen zu können, erweitert an jeder Seite des Ofens die beiden äussersten Nischen zur Aufnahme von 3 Muffeln und erhält so Raum für 36 Muffeln (Valentin Cocq). Für 40 Muffeln schafft man sich dadurch Platz, dass man die Kopfmauer am Schürloche um 25 Centimeter weiter hinausrückt und hier zu beiden Seiten, wie unter den Kaminröhren, mit Hinzuziehung des Raumes *l* neue Nischen anlegt.

Doppelmuffelöfen.

Zur Birkenganger Hütte[1]) bei Stolberg hat man neuerdings Oefen mit 2 übereinanderstehenden Muffelreihen gebaut (Taf. VIII. Fig. 193). Die oberen Muffeln *a* sind um 10 Centim. länger, als die untern *b* und beide 0,21 M. breit. Sie stehen vorn auf einer geneigten Eisenplatte *c*, hinten auf einer Bank *d* von feuerfesten Steinen, welche durch Pfeiler getragen wird, die zwischen den einzelnen Nischen stehen. Ein solcher Ofen hat 60 Muffeln, je 3 in einer 0,84 M. weiten Nische mit 0,10 M. dicken Scheidewänden. Die Flamme steigt von der Feuergrube *e* bis ans Gewölbe, umspielt die oberen Muffeln vollständig und gelangt durch die Zwischenräume der unteren Muffeln in den Canal *f*, welcher mit der Esse in Verbindung steht. Da die oberen Muffeln mehr Hitze erhalten, als die unteren, so macht man sie grösser und muss sie öfter auswechseln. Die Muffeln sind mit Vorlagen *g* und von Eisendrähten gehaltenen Alongen *h* versehen.

Ein solcher Ofen mit 60 Muffeln braucht in 24 Stunden

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 407; 1862. S. 140. — Handschriftliche Mitthlg. des Hütteningenieurs Stetefeld.

52—60 Scheffel Kohlen, während in den alten Oefen mit 30 Muffeln 40—42 Scheffel verbraucht wurden, so dass man 25 % Kohlen spart. Man kann nach den bisherigen Erfahrungen 100 Kil. Zink um 5 Fr. billiger herstellen. Ein Doppelofen kostet 8—9000 Fr.

§. 118. Zinkdestillation. Das Verfahren ist ähnlich, wie das in gewöhnlichen schlesischen Oefen (S. 796). Um den Verlauf des Haupttheils der Destillation während des Tages überwachen zu können und den Arbeitern in der heissen Jahreszeit eine geringe Erleichterung zu verschaffen, beginnt man gegen 3 oder 4 Uhr Morgens an der Seite des Ofens (Aufladeseite), deren Muffeln Tags zuvor entleert und neu geladen sind, das Zink aus der bauchigen Vorlage auszuziehen (S. 712) oder aus der geneigten Vorlage abzustechen (S. 712), trägt, ohne die Rückstände auszuräumen, 18—20 Kil. Erz durch die Vorlagen hindurch in jede Muffel, steckt die Thonpfropfen *s* (Taf. VIII. Fig. 191.) in die Mündungen der Vorlagen und wendet sich dann zur andern Ofenseite (Räumseite). Die hier befindlichen Muffeln werden, nachdem das Zink aus den Vorlagen ausgezogen, in gewöhnlicher Weise von den Rückständen geräumt, dann mit 37—40 Kil. Erz pro Muffel gefüllt und die Destillation in gewöhnlicher Weise eingeleitet. Kommen keine besonderen Störungen, z. B. Ofenreparaturen, Auswechseln von Muffeln etc. vor, so ist die Arbeit des Ladens und Räumens nach 4—5 Stunden fertig. Bei diesem von dem gewöhnlichen schlesischen abweichenden Verfahren, wo die eine Seite des Ofens alle 48 Stunden geräumt wird und welches scheinbar unrationell ist, weil stets $^1/_3$ der Beschickung nur die Hälfte der Zeit im Ofen bleibt, hat sich hinsichtlich der Grösse des Durchsetzquantums noch durch kein besseres ersetzen lassen. Verfahren.

Alsbald nach dem Laden zeigt sich eine starke Flamme an den Vorlagen, von Zinkdämpfen begleitet, welche sich nach etwa 2 Stunden wieder vermindern, worauf nach etwa 1 Stunde die Destillation des flüssigen Zinks beginnt. Dieses wird Abends und dann wieder am andern Morgen aus den Vorlagen abgelassen. Zur Verminderung der Bildung von Zinkstaub, welcher in Alongen aufgefangen wird, feuert man zu Anfang der Destillation weniger stark, um

[redacted]



nicht zu viel Zinkdämpfe in die noch zu kalten Vorlagen überzuführen, unterhält dann aber eine der Feuerfestigkeit der Gefässe entsprechende hohe, gleichmässige Temperatur und regulirt die Temperatur der Vorlagen durch Oeffnen oder Schliessen der Vorsetzthüren. Auch muss ein öfteres Räumen derselben, namentlich zu Anfang bei der reichlichen Zinkstaubbildung, stattfinden.

Für die kleineren Oefen hat man zwei, für die grösseren vier Arbeiter (Brigadier und Manoeuvres), welche sich morgens nach dem Räumen und Laden bis zum andern Morgen entfernen und nur bei den grösseren Oefen noch Abends das Zink aus den Vorlagen schaffen müssen. Für je 2 Oefen sind noch 2 Heizer und für 4—5 Oefen ein Arbeiter (Spitzjung) vorhanden, welcher letzterer das Aufstockeln der Vorlagen besorgt.

§. 119. Beispiele für Galmeiverhüttung.

Belgien.

A. Zu Valentin Cocq und Flône[1]) in Belgien wird Galmei vom Altenberge und aus Spanien unter ähnlichen günstigen Verhältnissen, wie auf den Hütten zu Moresnet verarbeitet. 1000 Kil. Kohlen kosten 9,60 Fr., 1000 Kil. belgischer Thon auf der Hütte 15,25—15,65 Fr., eine fertige gebrannte Muffel 4,84 Fr., eine Vorlage 29 Cent., 1000 Kil. feuerfeste Steine 36,59 und 30,17 Fr. je nach der Qualität. Ein Arbeiter macht in der 12stündigen Schicht 3 Muffeln oder 25—30 Stück Vorlagen und erhält dafür pro Stück resp. 1,10 Fr. und 8 Cent. Die Betriebsresultate bei Anwendung verschieden grosser Oefen sind S. 711 mitgetheilt. Aus Galmei mit 50% Zink bringt man 38% aus. Die Herstellungskosten pro 100 Kil. Zink betragen an

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| Kohlen . . . . . . . . . | 7 | Fr. | 33 | Cent. |
| Arbeitslohn . . . . . . . | 4 | „ | 16 | „ |
| Muffeln . . . . . . . . . | — | „ | 62 | „ |
| Sonstigen feuerfesten Massen | — | „ | 50 | „ |
| Guss- und Schmiedeeisen . | — | „ | 5 | „ |
| | 12 | Fr. | 66 | Cent. |

Bei der belgischen Verhüttungsmethode zu Moresnet

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 31. — Zeitung f. d. deutsche Berg- u. Hüttenwes. 1859. No. 12.

(S. 682) braucht man pro 100 Kil. producirtes Zink zwar 216 Kil. Kohlen weniger, aber dafür mehr Thon, so dass die Darstellungskosten bei denselben Materialpreisen und wenn man den täglichen durchschnittlichen Arbeitslohn zu Moresnet pro Ofen zu 17 Fr. annimmt, nahe gleichkommen, nämlich für

| | | |
|---|---|---|
| Arbeitslohn | 4 Fr. | 50 Cent. |
| Kohlen | 5 „ | 25 „ |
| Röhren | 2 „ | 28 „ |
| Vorlagen | — „ | 43 „ |
| Sonstige feuerfeste Massen | — „ | 8 „ |
| Eisenwerk | — „ | 6 „ |
| | 12 Fr. | 60 Cent. |

§. 120. Beispiele für Blendeverhüttung.

A. Zu Berge-Borbeck[1]) kosten 1000 Kil. belgischer Thon auf der Hütte 32,39 Fr., rheinischer Thon 14,82 Fr. und Steinkohlen 14 Fr., also hat man ungünstigere Verhältnisse, wie z. B. zu Valentin Cocq. Die geröstete Blende (S. 650) mit 48—50 % Zink wird mit 25—30 % Galmei bei einem Ausbringen von 35—37 % — 1—2 % weniger, als aus gleichhaltigem belgischen Galmei — verhüttet und es stellen sich die Darstellungskosten für 100 Kil. Zink bei demselben Aufwand an Kohlen, feuerfesten Massen und Arbeitslöhnen zu Borbeck um etwa 5 Frs. höher, als in Belgien (z. B. Valentin Cocq), in Folge der höheren Thon- und Kohlenpreise und des grösseren Metallverlustes bei der Blendeverhüttung, nämlich zu 17,58 Fr.: Borbeck.

| | | |
|---|---|---|
| Arbeitslohn | 5 Fr. | — Cent. |
| Kohlen | 10 „ | 69 „ |
| Muffeln | 1 „ | 9 „ |
| Sonstige feuerfeste Massen | — „ | 75 „ |
| Eisen | — „ | 5 „ |
| | 17 Fr. | 58 Cent. |

Im Jahre 1861 wurden von 270 Arbeitern in 20 von den vorhandenen 40 Destilliröfen 68,468 Ctr. Rohzink aus 175,451 Ctr. gerösteten Erzen mit 478,225 Ctr. Kohlen dar-

1) B. u. h. Ztg. 1860. S. 97; 1861. S. 390. — Ztg. f. d. deutsche Berg- u. Hüttenwesen. 1859. No. 12.

[redacted]



gestellt. Von den 20 Röstöfen producirten 6 im Betrieb befindliche 80,368 Ctr. Röstgut mit 26,936 Ctr. Kohlen.

---

## Drittes Kapitel.

## Englische Zinkgewinnungsmethode.

Wesen der Methode.

§. 121. Allgemeines. Die englische Methode der Zinkdestillation hat mit der schlesischen die einem Glasofen ähnliche Ofenform gemein, wobei die in bedeckten Tiegeln aus der Beschickung entwickelten Zinkdämpfe ihren Ausgang durch eine Oeffnung im Boden in eine vertikale Röhre nehmen, in welcher sich das Zink condensirt und in ein unterstehendes Gefäss tropft. Da die Tiegel, wenn sie sorgfältig aus feuerfestem Thon bereitet sind, lange Zeit halten, so ist der Thonverbrauch bei diesem Verfahren gering, dagegen findet ein weit bedeutenderer Aufwand von guten Steinkohlen statt, als bei der schlesischen und belgischen Methode, weshalb das englische Verfahren auf englischen Hütten fast ganz durch die beiden genannten Methoden (S. 661) verdrängt ist. Dasselbe wird z. B. — vielleicht ist dies das einzige Werk — in 3 Oefen auf Mines-Royal Works[1]) bei Neath in Südwales ausgeführt, wo man bei sehr billigen Steinkohlen und theurem Stourbridgethon nicht Zinkerze, sondern angekaufte Zinkschnitzeln und sonstige Zinkabfälle umdestillirt. Während auf 1 Theil Zink beim belgischen Prozess 6—8 Theile fette, beim schlesischen 15—20 Theile magere und beim belgisch-schlesischen 6—8 Theile fette Steinkohlen kommen, so braucht man beim englischen Prozess 24—27 Theile fette Steinkohlen. Da die Zinkdämpfe die Beschickungssäule durchdringen müssen, so entstehen reichere Rückstände beim englischen Prozess, das Ausräumen der Tiegel ist umständlich und die Production weniger gross.

Ofenconstruction.

§. 122. Zinkdestilliröfen. Dieselben haben, z. B. auf dem erwähnten Werke bei Neath, nachstehende Construction[2]) (Taf. VIII. Fig. 207): *a* Tiegel aus Stourbridge-

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 430.
2) Percy, Metallurgy. I, 552. — Karst., Arch. 1 R. XIII, 357; 2 R. XXV, 579.

thon, durch Handarbeit in hohlen Holzformen hergestellt, mit einem Deckel *b* versehen und einer Oeffnung *c* im Boden, welche sich über einem 1 F. Q. grossem Loche *d* im Ofenherd befindet. *e* oberer, *f* unterer Theil der eisenblechernen Condensationsröhre von $^1/_{16}$ Zoll Wandstärke, letztere bei *g* mit einer Handhabe versehen. Die konische Röhre *e* ruht auf einem Kreuz *h*, welches in der Mitte einen Ring trägt, durch welchen *e* theilweise hindurch geht. Ueber dem festen Ring befindet sich noch ein beweglicher *k*. Das Kreuz *h* kann mittelst der bei *i* festzuschraubenden Eisenstangen *l* gehoben und gesenkt werden. *m* Gefäss von Eisenblech zur Aufnahme des Tropfzinks. *n* Vorlagengewölbe. *o* Rost. *p* Schürloch. *q* mit Steinen verschliessbare Oeffnungen, durch welche nöthigenfalls in den Tiegeln entstandene Risse ausgethont werden können. *r* lose Mauerung in den Oeffnungen zum Einbringen der Tiegel auf den Herd. *s* Oeffnung zum Eintragen der Beschickung in die Tiegel, mit der rectangulären Oeffnung *t* in der Front correspondirend, welche durch den Stein *u* geschlossen werden kann. Mittelst des beweglichen Steines *v* bildet man einen engern oder weitern Fuchs *w*, welcher die Flamme in den Schornstein *x* abführt.

§. 123. Zinkdestillation. Die Zinkgewinnung geschieht in den bezeichneten Oefen (z. B. früher zu Moriston bei Swansea und auf Mines-Royal Works bei Neath) auf die Weise, dass man das mit Thonbrei versehene ringförmige weitere Ende der Röhre *e* gegen den Boden des Tiegels *a* drückt, in den letzteren 4 oder 5 Stücke altes Holz oder Pflöcke über das Loch *c* legt, dann ein Kästchen voll groben und eins voll kleinen Koks einwirft, darauf 4 Kästchen gerösteter Blende (S. 650) und 4 Kästchen Koks thut und mit abwechselnden Schichten von beiden den Tiegel anfüllt, so dass derselbe 6 Gefässe voll grobe Koks, 1 voll Koksklein und 4 voll Blende enthält. 6 Tiegel eines Ofens fassen 20 Ctr. geröstete Blende und geben 6—8 Ctr. Zink. Nachdem der Deckel auf die Tiegel *a* gesetzt und lutirt, beginnt man zu feuern, worauf alsbald ein mit brauner Farbe verbrennender Dampf an der kurzen Röhre *e* sich zeigt. Die Flamme wird allmälig immer heller und zuletzt hellblau, worauf man das in Thonbrei getauchte dünne Ende der

Verfahren

Röhre *f* in die Röhre *e* steckt und das darin condensirte Zink in das Gefäss *m* tropfen lässt. Verstopft sich die Röhre *e*, so nimmt man *f* weg und zieht das erstarrte Zink mit einer Zange aus oder räumt mit einem rothglühenden Eisen auf. Zeigt sich am Ende der Röhre *f* eine Flamme, so löscht man sie aus. Man achtet sorgfältig auf die Klinkerrostfeuerung und auf die Beschaffenheit der Tiegel.

Nach etwa 67 Stunden, wenn kein Zink mehr kommt, entfernt man den Deckel und die Röhren *e* und *f*, und räumt die Rückstände durch die Oeffnung *c* mit Eisenstangen von oben und unten aus, nachdem das Gefäss *m* weggenommen, und besetzt den Ofen von Neuem. Das Zink wird nochmals in eisernen Kesseln umgeschmolzen, abgeschäumt und in Formen gegossen.

Von 20 Ctr. Blende erhält man an 8 Ctr. Zink mit 22 bis 27 Tonnen Kohlen auf 1 Tonne Zink, welche ein Ofen in 1 Woche etwa liefert. Die Selbstkosten betragen per Tonne Zink an Kohlen 7 Pfd. Sterl., an Löhnen 5 Pfd. Sterl. 5 Sh., an Materialien (Thon, Steinen etc.) 1 Pfd. Sterl., für 3 Tonnen Blende 2 Pfd. Sterl. 15 Sh. bis 3 Pfd. Sterl. 5 Sh., also zusammen an 22 Pfd. Sterl., oder der Centner Zink kommt etwas über 7 Thlr. 1 Ton. Stourbridgethon kostet

nach belgisch-schlesischer, meist aber nach belgischer Methode grosse Mengen Zink, z. B. auf VIVIAN's Spelter-Work zu Moriston bei Swansea (S. 713), zu Llansamlet bei Swansea (S. 709) etc. Im Jahre 1860 haben diese Hütten 15552 Tonnen Zinkblende aus Cornwall, Derbyshire, Cardiganshire, Nordwales, Irland und von der Insel Man bei 28 % Ausbringen verhüttet, ausserdem 4368 Tonnen Erze aus Schweden, Frankreich und Spanien, aus letzterem allein 3434 Tonnen Galmei mit 64—68 % Zink.

Im Jahre 1860 producirte England 88,447 Zollcentner Zink im Werthe von 597,205 Thalern; eingeführt wurden 584,315 Zollcentner, ausgeführt 155,944 Zollcentner brittisches und fremdes Zink.

---

## Viertes Kapitel.

## Kärnthner Zinkgewinnungsmethode.

§. 124. Allgemeines. Diese Methode ist der englischen ähnlich, nur wendet man statt der Tiegel vertikale Röhren an. Sie hat die Unvollkommenheit, dass die ganze Last der Beschickung nach unten drückt, die Masse dadurch zusammengepresst und den Zinkdämpfen der Ausgang versperrt wird. Bei der grossen Röhrenzahl eines Ofens (144—256 Stück) kann die Erhitzung derselben nicht gleichmässig geschehen, auch lassen sie sich während der Operation nicht auswechseln, füllen und entleeren, wodurch viel Zeit und Arbeit verloren geht. Aus diesen Gründen ist diese Methode wohl kaum noch in Anwendung. Früher wurde nach derselben zu Dölach[1]), Grosskirchheim und Lainach in Kärnthen und zu Dognaska[2]) im Banat aus Galmei und Blende Zink gewonnen. Unvollkommenheiten dieser Methode.

Man brachte aus calcinirtem Galmei 33—36 % Zink bei einem Aufwand von 180 Cubikfuss Buchenholz für 100 Pfd. Zink aus.

1) GILBERT's Ann. d. Phys. XX, 252. — HOLLUNDER's metallurg. Reise. Nürnberg 1824. S. 373.
2) Zeitschrift Hesperus. 1823. S. 479. — KARST., Met. IV, 479.

## Fünftes Kapitel.

## Zinkgewinnung in Schacht- und Flammöfen.

… Die Eigenschaft des Zinkdampfes, … Wasserdampf und Kohlensäure … wieder zu oxydiren (S. 637), so … haben eine vortheilhafte Verarbeitung … Schacht- und Flammöfen bisher nicht … — wegen der grossen Schatten- … Zinkdestillirmethoden (S. 639): un- … des Brennmaterials, bedeutender Ver- … Materialien und höhere Lohnsätze in … Destillationszeit — nicht an Versuchen … construirten Apparaten der Art bis in die … hat. Nur auf den Unterharzer Hütten … man beim Verschmelzen blendiger Bleierze … Zink auf dem Zinkstuhl des Schachtofens … bei allen andern Schachtofenversuchen … viel Zinkoxyd erhielt, welches noch einer Reduction … der gewöhnlichen Methode in Röhren bedurfte. … Verfahren Vortheile verspricht (S. 640), so wird man vielleicht für die Folge den Schachtofen-

[redacted]

1839 versucht, geröstete Blende in einem eisenhohofenähnlichen Schachtofen von 16′ Höhe, 2′ 1″ Durchmesser an der Gicht, 2′ 8″ Durchmesser im Kohlensack und 1′ 6″ Durchmesser im Gestell zu verarbeiten. Das Brennmaterial wurde mit der gerösteten Blende aufgegeben und sollte sich aus letzterer beim Eintritt in den mit heisser Luft gespeissten Schmelzraum dampfförmiges Zink entwickeln, dieses durch Oeffnungen im Kernschachte in einen den Ofen mantelförmig umgebenden Raum treten, sich hier condensiren und das Zink auf einer Gestübbesohle abfliessen. Man erhielt jedoch nur Zinkoxyd. Aehnliche Versuche sind mit demselben Erfolge von HOLLUNDER[1]) und von MENTZEL[2]) in Oberschlesien angestellt. HOLLUND u. MENTZI Versuch

B. BROOMANN'S[3]) Verfahren hat Aehnlichkeit mit der eben angegebenen Methode, nur führen in einiger Höhe über der Rast des Hohofens angebrachte, von kaltem Wasser umströmte, geneigte Canäle die Zinkdämpfe aus dem Ofen ab. Dieser Ofen, welcher von LESOINNE in Lüttich angegeben worden, ist von demselben, weil er meist nur sehr unreines Zinkoxyd lieferte (wie Versuche zur Antoniahütte in Oberschlesien ergeben haben), später dadurch verbessert, dass man von dem Innern des Ofens mehrere Reihen horizontaler Röhren ausgehen liess, welche mit vertikalen Röhren communicirten. Man wollte damit den Zug des Ofens in die Gewalt bekommen und den Zinkdämpfen zur Condensation mehr Gelegenheit geben, welche sich aus dem gebrannten Galmei oder der gerösteten Blende, die mit Koks oder Holzkohlen schichtenweise aufgegeben wird, entwickeln. BROOMAN Verfahre LESOINNI Verfahre

Die ersten Versuche mit einem solchen Ofen wurden bei der Steinkohlengrube Des grands Makets zu Jemeppe bei Lüttich angestellt, gaben jedoch wegen zu geringer Dimensionen nicht den gewünschten Erfolg.

Nach dieser Methode in einem grösseren Ofen zu Königs-

1) KASTNER's Archiv f. Naturlehre. XII, 392.
2) LAMP., Fortschr. 1839. S. 248.
3) B. u. h. Ztg. 1851. S. 385. — Polyt. Centr. 1861. S. 235. — Bgwfd. XIV, 612.

hütte[1]) in Oberschlesien ausgeführte Versuche, neben Zink auch Roheisen aus dem eisenreichen Galmei zu gewinnen, gaben sehr ungünstige Resultate; man erhielt ein mehr oder weniger gutes Roheisen, meist aber nur Zinkoxyd und verbrauchte mehr Koks, als unter gewöhnlichen Umständen zur Roheisenerzeugung. Auch in Stolberg[2]) erzielte man bei einem Schachtofenversuch schlechte Resultate.

SHEAR's Verfahren.

C. SHEAR[3]) trägt in einen eisenhohofenähnlichen Schachtofen Steinkohlen und geröstetes Zinkerz ein und leitet das sich bildende Leuchtgas gemeinschaftlich mit den Zinkdämpfen durch eine von kaltem Wasser umströmte und in eine Vorlage mündende Röhre ab. In der Vorlage sammelt sich das condensirte Zink an, während das Leuchtgas durch eine andere Röhre daraus fortgeführt wird.

NORMANDY's Verfahren.

NORMANDY[4]) hat SHEAR's Methode verbessert, indem er weiter nach der Gicht des Ofens zu eine oder zwei Abzugsröhren anbringt, die weit vollständiger abgekühlt werden. Er unterwirft dann das in der Vorlage enthaltene Gemenge von Zink und Zinkoxyd einer Destillation nach schlesischer Methode in Muffeln, woran einige Verbesserungen angebracht sind.

[redacted]

Kohlenoxydgas gebildet, welches in den zweiten Schacht tritt und das darin befindliche Zinkerz reducirt. Die gebildeten Zinkdämpfe werden seitwärts in einen Recipienten abgeleitet.

Ein ähnliches Princip liegt dem von SCHMELTZER[1]) vorgeschlagenen Verfahren zum Grunde.

F. DARLINGTON[2]) zerlegt das Zinkerz in einem Schacht- oder Flammofen durch Kalk, Eisenfrischschlacke etc. und leitet das gebildete Zinkoxyd durch glühende, mit Kohlen gefüllte Röhren. DARLINGTON's Methode.

G. ACCARIN[3]) trägt das vorher rothglühend gemachte Erz, sowie das ebenfalls vorher in rothglühenden Zustand versetzte Brennmaterial schichtenweise in einen Kupoloofen, oben verschliessbar, mit einem in Condensationskammern gehenden Abzugsrohr versehen und mit einem auf Rädern beweglichen Untertheil. Durch die Verminderung der Menge des Brennstoffs soll auch die Menge der Verbrennungsgase verringert und dadurch eine vollständigere Condensation des Zinks erreicht werden. ACCARIN's Methode.

H. MÜLLER und LENCAUCHEZ[4]) haben die näheren Bedingungen zu erforschen gesucht, unter denen sich das Zink als solches in Schachtöfen gewinnen lässt, und auf Grund dessen einen Hohofen construirt, in welchen das vorher stark erhitzte Erz, mit Brennmaterial und Kalk zu Ziegeln geformt, eingetragen wird. Das in der Kohlensack- und Rastgegend reducirte dampfförmige Zink wird in einer solchen Tiefe des Ofens, wo hauptsächlich nur Kohlenoxydgas ist, ab und in Condensationskammern geleitet, in welchen der Zinkdampf in einer Atmosphäre von Kohlenoxydgas sich condensirt. MÜLLER's Methode.

Der ziemlich complicirte Apparat ist indess wieder aufgegeben, indem er zu keinen besseren Resultaten führte, als der LESOINNE'sche (S. 723), und zur Zeit werden von MÜL-

1) Bgwfd. XIII, 113.
2) Berggeist. 1857. No. 11.
3) Schles. Wochenschrift 1861. No. 17.
4) B. u. h. Ztg. 1861. S. 311. — Oest. Ztschr. 1861. S. 228 (mit Zeichnungen). — HARTM., Fortschr. des metallurg. Hüttengewerbes. V, 225.

LER [1]) auf der Zinkhütte zu **Gladbach** durch die Theorie wohl begründete Versuche in einem Schachtofen angestellt, in dessen Herd man direct die vorher erhitzten Schmelzmaterialien einträgt, die entstandenen Zinkdämpfe in einen unmittelbar daneben liegenden, mit glühendem Brennmaterial gefüllten kleinen Schachtofen leitet, wo sich die Kohlensäure zu Kohlenoxydgas reducirt und die Zinkdämpfe sich zu flüssigem Zink condensiren, während das hier nicht Condensirte in Condensationskammern tritt. Die aus letzteren entweichenden brennbaren Gase lassen sich noch nutzbar machen.

---

### Sechstes Kapitel.

## Behandlung der Producte von der Zinkdestillation.

roducte.

§. 127. **Allgemeines.** Die bei der Zinkdestillation erfolgenden Nebenproducte, wie **Zinkstaub**, **Ansätze** aus den Destillirgefässen, zuweilen auch die **Muffelrückstände** bedürfen, um den Zinkverlust möglichst zu vermindern, einer noch weiteren Verarbeitung. Das Hauptproduct, das Zink (Tropf-, Weiss-, Roh-, Körner- oder Werkzink), erfolgt beim belgischen und belgisch-schlesischen Prozess schon

lässt, mit einem durchlöcherten Löffel (Taf. VIII. Fig. 201) die hauptsächlich aus Zinkoxyd und feinzertheiltem Zink bestehende Krätze (Zinkasche) abschäumt und das Zink in eiserne Formen zu Platten giesst. Die gusseisernen Kessel werden gewöhnlich nach 3—4 Wochen von dem Zink durchgefressen, dasselbe wird eisenhaltig und erhält einen matteren, ins Bläuliche spielenden Glanz, wodurch sich solches Zink von dem in Thonkesseln geschmolzenen unterscheidet. Letztere werden deshalb ersteren meist vorgezogen (manche oberschlesische Hütte), doch findet man auch eiserne Kessel, weil sie weniger zerbrechlich, also zuverlässiger in der Arbeit sind (England, Godullahütte in Oberschlesien). Zu Llansamlet (S. 709) schmilzt man z. B. in eisernen Kesseln *a* (Taf. VIII. Fig. 208, 209) Quantitäten von 8 Ctrn. Metall in $^1/_2$ — $^3/_4$ Stunden um, worauf das Abschäumen erfolgt.

Die Zinkasche enthält einen grossen Theil der Verunreinigungen des Zinks, ausser Blei. Um dieses möglichst zu entfernen, lässt man das Zink nach dem Abschäumen etwa 15 — 20 Minuten im Kessel bis nahe an seinen Erstarrungspunct sich abkühlen, wobei sich das Blei grösstentheils zu Boden begibt. Man giesst dann das Letzte aus dem Kessel für sich in Formen, schmilzt das bleiische Zink, wenn sich genug davon angesammelt hat, abermals ein und wiederholt die Reinigung von Blei in der angegebenen Weise. Das Zink vom Unterharzer Zinkstuhl wird auch auf diese Weise gereinigt.

Eine Schwierigkeit bei dem Umschmelzen liegt in der richtigen Regulirung der Temperatur, welche ziemlich hoch sein muss, aber nicht viel überschritten werden darf, ohne dass ein bedeutender Verlust durch Verflüchtigung und Verbrennung stattfindet. Man erhält bei erhöhter Temperatur, z. B. leicht beim Umschmelzen des Zinks in Graphittiegeln mit Koksfeuerung, sogenanntes verbranntes Zink, ein Gemenge von Zink und Zinkoxyd, welches teigig ist und nach dem Erkalten — was besonders beim Zinkguss von Nachtheil ist — weniger geschmeidig wird und sich mit Meissel und Feile weniger gut bearbeiten lässt. Solches verbranntes Zink ist kaum wieder auf billige Weise zu

[redacted]



reinigen und muss durch geringen Zusatz zu gutem Zink wieder nutzbar gemacht werden. Nach MIROY[1]) hat man die Temperatur völlig in der Gewalt, wenn man das Umschmelzen in gusseisernen Tiegeln mit Leuchtgas vornimmt.

mschmelzen (Läutern) des Zinks im Flammofen.

Sehr unreines hartes Zink mit einem grösseren Gehalt an Cadmium, Arsen, Blei etc. raffinirt man durch Umschmelzen im Flammofen (z. B. in Bleiberg), indem man dasselbe auf der geneigten Sohle des aus feuerfestem Thon geschlagenen Herdes langsam niederschmilzt, sich am tiefsten Puncte in einem Sumpf ansammeln, unter Abziehen der Zinkasche allmälig bis nahe zum Erstarrungspunct erkalten lässt und dann das Zink von dem auf dem Boden des Sumpfes befindlichen Bleie abschöpft. Nur dadurch, dass man das Zink längere Zeit flüssig erhält, lassen sich Cadmium, Antimon und Arsen bis zu einem gewissen Grade in der Zinkasche beseitigen, während das Blei sich auf dem Boden des Sumpfes ansammelt. Eines ähnlichen Ofens (Taf. VIII. Fig. 210, 211) bedient man sich z. B. in Oberschlesien, wenn das Zink behuf seiner Verwalzung zu Platten gegossen werden muss. *a* Herd aus feuerfestem Material. *b* Sumpf. *c* Arbeitsöffnung zum Einsetzen und Ausschöpfen des Zinks. *d* Trockenherd. Nach FLACH wird das in Stücke zerkleinte Werkzink in den bereits einige Stunden vorher erhitzten Ofen nach und nach eingetragen, langsam bis zum Vollwerden des Sumpfes eingeschmolzen und dann rasch das Zink mittelst eiserner Kellen, welche mit einem Gemenge von Seife und Kreide überstrichen sind, in eine grosse Zahl bereit stehender Eisenformen (Stürze) eingegossen, damit die Platten noch mit der erforderlichen Wärme nach kurzer Zeit unter die Walzen gebracht werden können. Erkaltete Platten müssen vor dem Walzen in einem besonderen, meist durch die abgehenden Gase aus den Schmelzöfen geheizten Ofen bis zu einer Temperatur von etwa 100° erhitzt werden, weil bei dieser das Zink während des Walzens geschmeidig bleibt.

mschmelzproducte.

Beim Umschmelzen des Zinkes fallen folgende Producte:

1) DINGL., Bd. 153. S. 257. – B. u. h. Ztg. 1860. S. 52.

1) Zinkasche, welche wieder mit in die Destillirgefässe kommt, wodurch die Verluste beim Umschmelzen (S. 672) herabgehen. Zinkasche.

2) Zink in Platten (Bd. I. S. 714). Einen wesentlichen Einfluss auf die Eigenschaften des Zinkes, z. B. auf sein Verhalten beim Walzen, gegen Säuren, Luft [1]) und Wasser etc. haben: Zink. Eigenschaften

a) die Temperatur beim Giessen des Zinkes. Nach Bolley [2]) und Begemann [3]) besitzt das bei möglichst niedriger Temperatur umgeschmolzene Zink körnigen Bruch, höheres specifisches Gewicht, grössere Dehnbarkeit und geringere Löslichkeit in verdünnten Säuren; das bei hoher Temperatur ausgegossene Metall zeigt dagegen einen krystallinisch-blättrigen Bruch, geringeres specifisches Gewicht, grössere Sprödigkeit und leichtere Löslichkeit in Säuren. Während das Zink in gewöhnlicher Temperatur und bei Temperaturen über 200° C. spröde ist, wird dasselbe zwischen 100 und 150° C. so geschmeidig, dass sich dasselbe walzen etc. lässt. Je seltener man das Zink vor dem Walzen etc. erwärmt, um so geschmeidiger und dehnbarer ist es. Eine gewalzte Zinktafel gibt beim Biegen kein Geräusch, aber nach dem Erhitzen einen hörbar knisternden Ton, wahrscheinlich durch das Loslösen der unter dem Einfluss der Wärme gebildeten Krystalle. Bis fast zum Glühen erhitzt gewesenes Zink erstarrt auch bei raschem Erkalten mit blättrigem Gefüge und, gerade bis zum Schmelzen erhitzt, beim langsamen Erkalten mit kleinkörnigem Gefüge. Danach ändern sich auch die specifischen Gewichte.

b) Gewisse Verunreinigungen [4]) des Zinkes (Bd. I. S. 714), welche das Zink meist härter machen. Karsten [5]) hat den Einfluss kennen gelehrt, welchen fremde Stoffe auf

1) Pettenkofer, Verhalten des Zinks in der Atmosphäre: Polyt. Centr. 1857. S. 1582.
2) Polyt. Centr. 1856. S. 1398. — Erdm., J. f. pr. Chem. Bd. 66. S. 451.
3) Dingl., Bd. 142. S. 100.
4) Verunreinigungen des Zinks: Ann. d. Chem. u. Pharm. IX, 184, 189, 192; X, 53; XX, 179.
5) Karst., Arch. 2 R. XVI, Hft. 2. — B. u. h. Ztg. 1842. S. 679; 1852. S. 828.

die Festigkeit des Zinkes ausüben. Die neueren Mittheilungen von ELIOT und STORER (Bd. I. S. 714) vervollständigen und berichtigen Manches und geben von der Beschaffenheit der hauptsächlichsten Zinksorten des Handels Kunde.

Nach KARSTEN verändert Kohle die Eigenschaften des Zinks nicht. Schwefel, von KARSTEN nicht gefunden, wurde von ALFR. TAYLOR, ELIOT und STORER in vielen Zinksorten entdeckt, besonders im Blendezink. Ein Schwefelgehalt scheint die Aufnahme von Eisen zu begünstigen, wenn das Zink längere Zeit in gusseisernen Kesseln flüssig oder mit eisernem Gezäh in Berührung bleibt. Zu Zinkweiss verarbeitet, finden sich dann wohl durch die ganze Masse des Productes feine rosen- oder kirschrothe Flecken von oxydirtem Eisen. Arsen konnte KARSTEN nicht im schlesischen Zink nachweisen, wohl aber SCHÄUFFELE[1]) in verschiedenen Zinksorten des Handels (Analysen Bd. I. S. 717. No. 12 – 16). ELIOT und STORER machen auf die Schwierigkeiten einer richtigen Arsenbestimmung aufmerksam. Schon geringe Mengen Arsen machen das Zink brüchig. Nach COOKE scheint Arsen die Krystallisation des Zinks zu befördern. Antimon verhält sich ähnlich, wie Arsen, und beide veranlassen beim Auflösen solchen Zinkes

mium früher verflüchtigt, bei einem ziemlich grossen Verlust trennen kann, so hat man auf der Zinkhütte Birkengang[1]) bei Stolberg einen nassen Weg der Zugutemachung für Zink mit 3—8 % Cadmium versucht, welcher darauf beruht, dass sich in Gemengen von Zink, Cadmium und Blei ersteres zuerst in Säuren löst und bereits gelöstes Cadmium nebst Blei wieder durch Zink gefällt wird. Aus der Zinklösung lässt sich durch Kalkmilch schön weisses Zinkoxyd niederschlagen, während der Rückstand von Cadmium und Blei beim Destilliren Cadmium gibt.

Eisen, ein häufiger Bestandtheil im Zink, scheint nach Karsten in Mengen von 0,13—0,14 % auf die Festigkeit des Zinks nicht wesentlich zu influiren, über 0,2 % wird das Zink härter und erfordert beim Walzen Vorsicht und ein stärkeres Erhitzen; bei Gegenwart von viel Blei wirkt ein Eisengehalt schädlicher. Man erkennt einen solchen zuweilen an grauen Flecken auf den glänzenden Spaltungsflächen des Zinks. Eliot und Storer fanden im Handelszink 0,05–0,21, Karsten bis 0,24 und Percy bis 1,64 % Eisen im Zink. Durch Umdestilliren in Thongefässen lässt sich das Eisen abscheiden.

Blei ist im Zink eben so häufig oder häufiger, als Eisen, und übt einen schädlichen Einfluss auf dessen Festigkeit aus. Nach Karsten enthält alles Zink Spuren, gewöhnlich 0,3—3 % Blei, nach Eliot und Storer 0—1,66 %. Nach Karsten lässt sich Zink mit 1½ % Blei noch walzen, gibt aber ein mürbes Blech, welches bei mehr Blei brüchig wird. Bis 3 % Blei kann das Zink aufnehmen, ohne zum Ausstrecken ganz unbrauchbar zu werden, aber dasselbe wird weicher und mürber. Schmilzt man Blei und Zink zusammen, so sondern sich zwar beide wieder nach ihrem specifischen Gewicht, aber das oben aufgehende Zink hält immer Blei zurück und umgekehrt Blei Zink, nach Mathiessen und Bose[2]) resp. 1,6 und 1,2 %. Wismuth, welches sich ähnlich wie Blei verhält, löst unter denselben Umständen 9—14 % Zink und das Zink 2,4 % Wismuth auf.

---

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 307.
2) Erdm., J. f. pr. Chem. Bd. 84. S. 323.

Anwendung des Zinks.

Je nachdem das Zink zum Walzen, zum Zinkguss[1]), zur Zinkweissbereitung[2]), zum galvanischen Verzinken[3]) etc. zur Anwendung kommen soll, muss die Einwirkung der Temperatur beim Umschmelzen und Walzen oder die der fremden Beimengungen mehr oder weniger in Rücksicht gezogen werden.

Während bei Anwendung des Zinks zum Walzen sowohl die Temperatur, als auch fremde Stoffe, namentlich Arsen, Eisen und Blei hauptsächlich von Einfluss sind, beim Zinkguss die richtige Temperatur zur Verhütung der Bildung von verbranntem Zink, so ist bei der Zinkweissbereitung ein grösserer Gehalt an Blei, Cadmium, Schwefel und Eisen schädlich. Ersteres ertheilt der Farbe einen Stich ins Röthliche, letztere ins Gelbliche. Das Walzzink zum Beschlagen der Schiffe[4]), beim Häuserbau etc. muss möglichst frei von Eisen und Blei sein, weil selbst kleine Mengen von letzteren eine Zerstörung des Metalls durch galvanische Wirkung befördern.[5])

Zinkproduction.

Die gesammte Zinkproduction[6]) aller Länder betrug in 1859: Schlesien 780000, rheinische Gesellschaften excl. Altenberg 220000, Altenberg 540000, übrige belgische Gesellschaften 190000, Spanien 30000, England 150000, Frankreich 10000, Oesterreich 15000, Polen 30000, zusammen

§. 129. Behandlung des Zinkstaubes. Der Zinkstaub (Zinkgrau, Zinkmehl, Poussière), ein Gemenge von höchst feinzertheiltem metallischen Zink mit 8—10 % Zinkoxyd und den im Zinkerz vorkommenden flüchtigen Metallen (Arsen, Cadmium etc.), sowie zuweilen von Chlor-, Jod- und Bromverbindungen, welche von den zur Reduction des Zinkoxydes angewandten Steinkohlen herrühren, wird von Zeit zu Zeit aus den Alongen (S. 679, 714) genommen und wieder auf Zink verarbeitet. Da dessen Menge oft 9—10 % der ganzen Production beträgt, so bildet seine Zugutemachung besonders auf Hütten, welche Blende und unreinen Galmei verarbeiten, einen wichtigen Punct. Zusammensetzung des Zinkstaubes.

Zinkstaub von Borbeck enthielt nach THUM[1]) 97,82 Zn, 0,16 Fe, 0,23 Pb, 0,08 Cd und As; Zinkstaub von Birkengang[2]) 9—12 % Cadmium.

Die Verarbeitung des Zinkstaubes kann geschehen: Verarbeitung des Zinkstaubes.

1) durch Zutheilung zur Beschickung der Destillationsgefässe. Bei diesem am häufigsten angewandten Verfahren werden zwar die Unreinigkeiten des Zinkstaubes wieder in die Beschickung gebracht, aber doch so vertheilt, dass die Eigenschaften des erfolgenden Zinks wenig darunter leiden. Beim belgischen Betrieb ladet man die mit Zinkstaub vermengte Beschickung gewöhnlich in die oberen Röhrenreihen und räumt diese nur alle 24 Stunden aus; bei Muffelöfen gibt man ihn in die Muffeln zurück oder macht ihn in einem Röhrenofen zu gute (Flône).

2) durch Verarbeitung im MONTEFIORE'schen Ofen.[3]) Dieses Verfahren besteht darin, dass man den zum grössten Theil aus feinzertheiltem metallischen Zink bestehenden Staub bei einer der Hitze des schmelzenden Zinks entsprechenden Temperatur zusammendrückt, wobei unter Zurücklassung von etwa 8—10 % Zinkoxyd flüssiges metallisches Zink erfolgt. Dieses Verfahren gibt zwar ein besseres Ausbringen (von 90 % und mehr), als das vo-

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 409.
2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 307.
3) Revue univers. 2. Jahrg. 1. Lief. 1858. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 409; 1860. S. 29.

rige (von 80 %), aber das aus dem unreinen Zinkstaub erfolgende, Antimon, Arsen, Cadmium etc. enthaltende Zink ist häufig sowohl für das Walzen, als zur Zinkweissfabrikation völlig unbrauchbar. Aus diesem Grunde ist der Ofen fast auf allen Zinkhütten wieder abgeworfen und nur da noch in Anwendung, wo man genöthigt ist, aus den Erzen erfolgendes hartes Zink im Flammofen zu raffiniren, wobei dann das Zink aus dem Zinkstaub zugesetzt werden kann (Bleiberg).

Beim Betriebe des MONTEFIORE-Ofens (Bd. I. S. 537, Taf. XII. Fig. 302, 303) ladet man jede Röhre *a*, nachdem der Stich *k* geschlossen, mit 20 Kil. Zinkstaub, setzt die an den Eisenstangen *d* befestigten Thoncylinder *c* auf das Schmelzgut und drückt, nachdem die Röhren *a* bei 2—3-stündiger Feuerung die Temperatur des schmelzenden Zinkes erreicht haben, die Masse zusammen, indem man mittelst des Kreuzes *l* den Kolben *c* in drehende Bewegung versetzt. Hierauf sticht man das Zink durch *k* ab, räumt die Rückstände aus, gibt sie zur Zinkerzdestillation und besetzt den Ofen von Neuem. Man kann während 12 Stunden in 12 Cylindern 700—900 Kil. Zinkstaub mit 6—8 preussischen Scheffeln Kohlen verhütten.

[redacted]

Die im Wesentlichen aus Zinkoxyd bestehenden zusammengefritteten Massen, welche die Vorlage verengen und nach deren Unbrauchbarwerden ausgebrochen werden, gibt man gemeinschaftlich mit andern zinkreichen Producten (Zinkstaub, zusammengesetztem Zinkoxyd etc.) zur Destillation. Beim belgischen Betrieb werden sie in die oberen Röhren geladen.

Die Rückstände aus den Destilliröfen, welche je nach der Vorbereitung der Erze, der Leitung der Feuerung, dem Zustande des Feuerungsraumes etc. 2—9 % und mehr Zink enthalten können, werden meist abgesetzt, zuweilen aber die zinkhaltigen Theile zuvor ausgeklaubt. Bei Blei und Silber enthaltenden Blenden kann sich ein Verwaschen der Rückstände lohnen. So erhält man auf diese Weise z. B. zur Friedrich-Wilhelmshütte bei Stolberg monatlich 150 Ctr. Waschgut mit 50 % Blei und etwas Silber.

Zu Achenrain[1]) wurden beim früheren Zinkhüttenbetrieb die Rückstände verwaschen, der dabei erhaltene Schlieg gemahlen, geröstet und reducirt, wobei bis 30 % Zink erfolgten. MONTEFIORE[2]) hat Muffelrückstände mit 7—9 % Zink mit verdünnter Salzsäure behandelt und das entstandene Chlorzink in Muffeln abdestillirt, wie es jedoch scheint, ohne Erfolg.

Die Rückstände aus den Muffeln sind am vorderen Ende zinkreicher, als an dem dem Feuerraum zugekehrten. In den aus Muffelrückständen gebildeten Halden erzeugen sich zuweilen krystallisirte Sublimationsproducte[3]), wie Realgar, Schwefel und arsenige Säure auf der Zinkhütte Birkengang bei Stolberg.

---

1) Bgwfd. IX, 289, 305.
2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 307.
3) Berggeist. 1861. S. 436. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 185.

# IV. Cadmium.

**Erze.**

§. 131. Erze. Das Cadmium ist ein häufiger Begleiter der Zinkerze, sowohl des Galmeies, als auch der Zinkblende. Der schlesische Galmei enthält z. B. bis 5 % Cadmium und darüber, Galmei von Wiesloch über 2 %, die Oberharzer Zinkblende 0,35—0,79 %, Blende von Przibram 1,78 %, von Eaton in Nordamerika 3,2 %. Der Cadmiumgehalt dieser Erze reichert sich in dem gelblich braunen

**Zinkrauch.**

Rauch an, welcher beim Beginn der Zinkdestillation in reichlicher Menge erfolgt. Dieser aus den Oxyden und kohlensauren Salzen des Zinkes und Cadmiums bestehende Rauch

**Ofenbrüche.**

dient als Cadmiumerz. Auch gewinnt man dasselbe wohl aus den zinkischen Ofenbrüchen (cadmia fornacum) der Schmelzöfen (Bd. I. S. 782).

**Proben auf Cadmium.**

§. 132. Cadmiumproben. Zur Untersuchung der Zinkerze etc. auf ihren Cadmiumgehalt sind docimastische Proben nicht in Anwendung, und muss deshalb zu diesem Zwecke der analytische Weg eingeschlagen werden.

**Chemische Grundsätze.**

§. 133. Cadmiumgewinnungsmethode. Die Darstellung des Cadmiums aus Zinkerzen zerfällt in zwei Perioden, in die Gewinnung des Cadmium haltigen Rauches bei der Zinkdestillation und in die Reduction desselben in passenden Gefässen, wobei das Cadmium überdestillirt. Die Trennung des Cadmiums vom Zink beruht auf der grösseren Flüchtigkeit des ersteren. Während das Zink erst bei Weissgluth überdestillirt, so nimmt Cadmium schon bei der Temperatur des schmelzenden Zinkes (360° C) Gasform an.

**Gewinnung von cadmiumhaltigem Zinkrauch.**

Sowie dasselbe bei seinem Austritt aus dem Zinkdestillirgefäss mit der Luft in Berührung kommt, oxydirt es sich und liefert ein mit Zinkoxyd verunreinigtes bräunlich gelbes Oxyd.

Soll daraus Cadmium gewonnen werden, so sammelt man das in den ersten 4 Stunden einer Operation in den Vorlagskästen am Ende des Vorstosses sich absetzende Oxyd und wählt vorzugsweise das an Cadmiun reichere, bräunlich gelb gefärbte aus, welches gewöhnlich noch einer Anreicharbeit unterworfen und dann erst der Destillation übergeben wird. **Reduction d. Zinkrauches.**

Neuerdings ist es auch versucht worden, das Cadmium aus cadmiumhaltigem Zink (S. 731) und cadmiumhaltigem Zinkstaub auf nassem Wege auszuscheiden.

Die Anwendung des Cadmiums ist eine sehr beschränkte, in neuerer Zeit aber dadurch erweitert worden, dass man damit Legirungen[1]) (Woodmetall = 2 Cd, 2 Sn, 4 Pb und 8 Bi) darstellt, welche leichter schmelzen (bei 65—71° C.), als Rose's und Newton's Legirungen.

§. 134. Beispiele.

A. In den Zinkhütten Oberschlesiens[2]), namentlich zur Lydogniahütte, wird Cadmium für den Bedarf der Laboratorien und der Malerei fabrikmässig gewonnen. **Verfahren in Oberschlesien.**

Der bei der Zinkdestillation in Muffeln (S. 696) gesammelte bräunlich gelbe Rauch wird behuf einer Anreicherung des Cadmiumgehaltes in denselben Muffeln, welche zur Zinkgewinnung dienen, aber in den durch die abziehende Flamme erhitzten, zur Seite des Destillirofens liegenden Galmeibrennofen (S. 645) eingesetzt werden, bei nicht zu hoher Temperatur, welche man durch einen Schieber in der Esse oder im Canale *o* (Taf. VIII. Fig. 212, 213) regulirt, destillirt. Anstatt der gewöhnlichen Vorlage befindet sich oben in der vordern Wand der Muffel *a* ein konischer, etwas geneigter Vorstoss *b* aus Eisenblech, in welchem sich das reducirte Zink in Tröpfchen condensirt, während sich das noch dampfförmig gebliebene Cadmium im untern Theile des Vorstosses als braunes Oxyd anlegt. Der Vorstoss ist mit einem durchlöcherten Holzpfropfen verschlossen, welcher den sich bilden- **Concentration des Cadmiumes im Zinkrauch.**

1) Dingl., Bd. 158. S. 271. — B. u. h. Ztg. 1861. S. 380.

2) Aelteres Verfahren: Erdmann in dessen: J. f. ök. Ch. I, 342. — Mentzel in: Karst., Arch. 2 R. I, 411. — Neueres Verfahren: Delesse in: Ann. d. mines. 4 sér. II, 31. — Bgwfd. VII, 117.

Operationen ausgezogen,
braune Oxyd von Zeit zu Z
tropfen abgelöst.

**Reduction des Cadmiumoxydes.** Die Reduction des ang
schieht mittelst Holzkohle
Retorte von Gusseisen, welc
von Eisenblech versehen ist.
Mitte durchbohrten Holzpfro

Die Retorte legt man in
und füllt sie jedesmal mit
schickung. Nach 12 Stunde
gegeben und die Rückständ
zogen. Das in dem Vorstos
nochmals umgeschmolzen un
lindrische Stangen gegossen.
welche für die eiserne Retor
0,7—0,75 Kil. Cadmium. In
Lydogniahütte 201½ Pfd. Ca
verkäuflich.

Zur Silesiahütte[1]) ha
das Ende des Zinkdestillirofe
Cadmiumdestillirofen befand.
talls ist aufgegeben, weil das
um dadurch spröde (S. 730)
zu werden, auch das Cadmiu

# V. Zinn.

§. 135. Zinnerze. Das einzige, für die Zinngewinnung wichtige Erz ist das Zinnoxyd, S̈n mit 78,6% Sn, welches vorkommt: Erze.

1) als Zinnstein, Bergzinnerz auf Lagern und Gängen im Granit, Gneuss, Glimmerschiefer, Thonschiefer und Porphyr, in Begleitung von Wolfram, Molybdänglanz, Arsenkies, Eisen- und Kupferkies, Eisenglanz, Magneteisenstein, Blende, Kupferglanz, Kupfergrün, gediegen Wismuth, Antimonerzen, Quarz, Flussspath, Apatit und andern Fossilien. Zinnstein.

Am häufigsten findet sich dasselbe in kleinen zerstreuten Adern (Stockwerken) mit obigen Mineralien gemengt und heisst dann, wenn letztere bedeutend vorwalten, Zinnzwitter.[1])

Unter solchen Verhältnissen kommt der Zinnstein im sächsischen Erzgebirge[2]) (Altenberg, Geyer, Marienberg, Ehrenfriedersdorf, Johann-Georgenstadt etc.), im böhmischen Erzgebirge[3]) (Schlaggenwald, Zinnwald, Joachimsthal) vor, ferner, und zwar in beträchtlichen Mengen, in Cornwall[4]) in England, sel-

1) Ueber das Vorkommen des Zinnes: Karst., Met. I, 521. — B. u. h. Ztg. 1842. S. 97. — Daubrée über die Lagerung, Beschaffenheit und die Entstehung der Zinnstockwerke in: Ann. d. min. 3. sér. XX, 65. — Bgwfd. V, 325. — B. u. h. Ztg. 1842. S. 1001.

2) B. u. h. Ztg. 1844. S. 3; 1861. S. 1. — Bgwfd. III, 352. — Cotta's Gangstud. II, 136; III, Hft. 1 u. 2. — Cotta's Erzlagerst. II, 3, 13. — Berggeist. 1861. No. 83. — v. Dechen, Statist. d. zollver. Deutschl. 1, 772.

3) Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1853. No. 1. S. 190. — Bgwfd. XVII, 274. — Berggeist. 1861. No. 43. — Cotta's Erzlagerst. II, 25.

4) Karst., Arch. 1 R. XIII. — Berggeist. 1861. No. 38. — B. u. h.

tener in Frankreich, Schweden, Spanien, Mexico, Chili, Indien. Der zu Piriac[1]) (Zinnanalysen Bd. I. S. 719) und Vautry in Frankreich vorkommende Zinnstein findet sich nicht immer in abbauwürdiger Menge vor, wohl aber zu Villeder in der Bretagne.

Zuweilen kommt mit dem Zinnstein in untergeordneten Mengen Zinnkies $\dot{Cu}^2 \ddot{Sn} + (\dot{Fe}, \dot{Zn})^2 \ddot{Sn}$ mit 29 Sn und und 29 Cu vor.

Seifenzinn.

2) als Seifenzinn, Holzzinn, Cornisch-Zinn, ein nicht mehr anstehender, sondern auf secundären Lagerstätten, im Seifengebirge vorkommender Zinnstein. Bildet derselbe stumpfeckige Stücke mit fasriger Textur, so nennt man ihn Holzzinn. Die Zinnerze dieser Classe sind reiner, als die der ersteren, sie enthalten namentlich weniger metallische Beimengungen und sind gewöhnlich nur mit Quarz, Turmalin, Chlorit, Eisenstein etc. verwachsen. Solche Zinnseifen finden sich z. B. im sächsischen Erzgebirge [Eibenstock[2])], im böhmischen Erzgebirge, hauptsächlich aber in Cornwall[3]), Ostindien [Malacca[4]), Banca[5]), Bliton[6])], Bolivia[7]) etc.

Zweck.

§. 136. Zinnproben. Dieselben bezwecken entweder

[redacted]

A. Mechanische Waschprobe zur Ermittlung des Gehaltes an reinem Zinnstein in Erzen.

Diese Probe wird z. B. in Sachsen angewandt, um in der Grube durch Verwaschen von Bohrmehle zu ermitteln, ob ein Zinnzwitter abbauwürdig ist. In Cornwall dient dieselbe auch zur Bestimmung des Zinnsteingehaltes in einem Schliege, hauptsächlich aber zur Controlle der Aufbereitungsverluste. Waschprol

1) In Sachsen rührt man das Bohrmehl auf einem Holztrog von 0,43 Met. Länge, 0,10 Met. Breite oben, 0,20 Met. in der Mitte und 0,05 Met. am schmalen Ende bei 0,03 Met. Vertiefung mit Wasser an, fasst das schmale Ende des Troges mit der linken Hand, neigt den Trog etwas nach hinten, gibt ihm mit der rechten Hand einen Stoss an das breite Ende und hebt dieses gleichzeitig etwas, so werden die leichtern Theile stossherdartig weggespült. Unter Zulassen von Wasser wiederholt man diese Procedur so oft, bis reiner Zinnschlieg erfolgt, aus dessen Menge man auf die Bauwürdigkeit der betreffenden Stelle der Lagerstätte schliesst, von welcher das Bohrmehl genommen. Verfahrei in Sachse

2) In Cornwall[1]) nimmt man zur Ausführung der Sicherprobe (Vanning) von dem vorliegenden Erzhaufwerk 50 Kil. Probirgut von verschiedenen Stellen, reibt dasselbe fein, mengt innig, pulvert eine kleine Quantität davon feiner, schlägt sie durch ein feines Drahtsieb und trocknet. Je nachdem nun das aus der Aufbereitung hervorgehende Liefererz (black tin) in Mehlform (crop tin) oder Schlammform (fine tin) dem Volumen oder Gewicht nach zur Anlieferung kommt, misst man entweder in einem kleinen Cylinder von $1/4$ Noggin = 2,166 Cubikzoll = 32,353 Cubikcent. Inhalt eine Probe ab, oder wiegt sie zu 55—56 Gramm (2 Unzen Avoirdupoids) aus. Man rührt die auf eine eiserne, etwas muldenförmig vertiefte Schaufel von 0,4 Met. Länge und Breite geschüttete Probe mit etwas Wasser um und macht mittelst des 1,20 Met. langen Stieles zweierlei Bewegungen, und zwar eine rotirende, um die leichtern Theile in der abfliessenden Trübe auszuschlämmen, und eine von Verfahre in Cornw

1) Ann. d. min. 1858. Tom. XIV. p. 242. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 358.

[redacted]



oben nach unten und von vorn nach hinten gehende und von kleinen Stössen begleitete, wobei sich die schwereren Partien nach dem Rande der Schaufel zu an der rechten Seite, die armen Sande hinter diesem Absatz sich festsetzen, das Unhaltige aber nach dem entgegengesetzten Rande fortgerissen und durch den Stoss theilweise wieder zurückgebracht wird. Man schiebt jetzt die Schaufel auf einem Holzblock unter sie festhaltende Haken, reibt den angereicherten Erzsand (craze) mittelst eines eisernen Pistills möglichst fein und erzielt durch abermaliges Verwaschen ein Product (tin witts), welches alles Wolfram, den grössten Theil des ursprünglich vorhandenen Arsenkieses, einen grossen Theil Kupfer- und Schwefelkies, aber wenig Erden enthält. Dieses oft wie Kies glänzende Product wird in der Schaufel über Kohlenfeuer getrocknet, auf einem thönernen Röstscherben von 0,075 Met. Durchmesser 15—20 Min. lang geröstet, wieder verwaschen, aufgerieben, nochmals geschlämmt, getrocknet und nach dem Troypfund und zwar nach Pennyweights und Grains ausgewogen (1 Troypfund = 12 Ounces = 5760 Grain; 1 Ounce = 20 Pennyweights = 480 Grain; 1 Pennyweight = 24 Grain). Nach dem erhaltenen Gewicht ersieht man aus Tabellen, — je nachdem die Erzprobe gemessen oder gewogen war — wie viel Ctr. aufbereitetes oder Liefererz (black tin) von 100 Sack rohem Erz (1 Sack = 12 Gallons = 54,502 Liter) oder aus einer Tonne rohem Erz bei der Aufbereitung erfolgen werden. Gegen die Analyse gibt diese Waschprobe etwa 20% zu wenig an.

### B. Zinnproben auf trocknem Wege.

**Werth der Proben.** Die trocknen Proben, entweder auf gewöhnlichem docimastischen Wege oder vor dem Löthrohre ausgeführt, sind um so ungenauer, je unreiner und ärmer die Erze, weshalb man zur Erlangung möglichst genauer Resultate häufig mit dem trocknen Wege reinigende Prozesse auf nassem Wege verbindet. Die dabei vorkommenden Modificationen werden hauptsächlich durch die Anwesenheit von mehr oder weniger Erden und fremden Schwefel- und Arsenverbindungen bedingt. Zinnlegirungen, z. B. Härtlinge, müssen auf chemisch-analytischem Wege untersucht werden.

I. Docimastische Proben auf trocknem Wege mit oder ohne gleichzeitige Anwendung des nassen Weges.

1) Cornische Zinnprobe.[1]) 1 Unze (28,349 Gramm) Zinnstein wird mit ¼ (7,772 Gramm) bis dem gleichen Gewichte magerer Steinkohle (Anthracit), auch wohl noch mit etwas Borax oder Flussspath gemengt und in einem Graphittiegel von 0,101 Met. Höhe und 0,076 Met. Durchmesser im Windofen mit Koks 20—25 Min. lang geschmolzen, indem man jedesmal 2 Tiegel einsetzt. Der Windofen hat 0,254 Met. Breite, 0,178 Met. Länge und 0,381 Met. Tiefe bis zum Rost, bei 0,254 Met. breitem und 0,076 Met. hohem Fuchs. Ist Alles in Fluss gekommen, so giesst man das Zinn unter Zurückhaltung der mit Zinnkörnchen imprägnirten Schlacke in eine gusseiserne Form. Auch wird die geschmolzene Masse wohl mit einem eisernen Stabe umgerührt, noch 6—8 Min. erhitzt und dann ausgegossen. Die aus dem Tiegel entfernte Schlacke wird zerkleint, gesiebt, wobei Zinnpartien zurückbleiben, und das Siebfeine auf einer eisernen Schaufel (S. 741) verwaschen, worauf man die erhaltenen drei Producte zusammen verwiegt und die Qualität des Zinnes nach der Oberflächenbeschaffenheit des Zaines beurtheilt, nachdem dasselbe nochmals in einer eisernen Kelle umgeschmolzen und in Rinnen einer Steinplatte zu Zainen gegossen worden. Je krystallinischer die Oberfläche, je gelber die Farbe und je grösser die Einsenkungen, um so spröder ist das Zinn bei mehr oder weniger körnigem Bruche. Reines Zinn zeigt eine glatte, reine, glänzende Oberfläche und nichts Körniges im Bruche. Cornische Zinnprobe.

Beim Ankauf der Zinnerze wird neben dem durch die Probe gefundenen Metallgehalt auch die bezeichnete Beschaffenheit der Oberfläche des Zinnes in Rücksicht gezogen, ob dasselbe als common oder fine tin zu betrachten ist und danach der für die betreffende Zinnsorte geltende Standard[2]) zu Hülfe genommen.

Man bringt bei dieser Probe bis 10 % Zinn zu wenig

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 147.
2) B. u. h. Ztg. 1862. S. 261.

gegen die Anlage aus, sie gewährt aber bei gutem practischen Blick Resultate, welche mit den im Grossen erhaltenen vergleichbar sind.

utsche nprobe.

2) Deutsche Zinnprobe.[1] Dieselbe erleidet je nach der Qualität und Quantität der fremden Bestandtheile nachstehende Modificationen:

teiner nstein.

a) Reiner Zinnstein mit wenig Erden. Man reibt zur Beförderung der Reduction 1 Probircentner Zinnstein mit 15—20 % Kohlenstaub innig zusammen, mengt die Composition in der Mengkapsel mit 2—3 Ctr. schwarzem Fluss (Bd. I. S. 139), welchem noch 15—20 % Kohlenstaub oder Mehl zugesetzt werden, und je nach Qualität und Quantität der vorhandenen Erden 20—50 Pfd. Boraxglas, thut das Gemenge in eine hessische Kupfertute (Bd. I. S. 134), überdeckt dasselbe mit Kochsalz, legt ein Stückchen Kohle oben auf, versieht die Tute mit einem Deckel und schmilzt bei allmälig gesteigerter Temperatur etwa $\frac{1}{2}$—$\frac{3}{4}$ Stunden im Gebläseofen (B. I. S. 131) oder 1—$1\frac{1}{2}$ Stunde im weissglühenden Muffelofen (Bd. I. S. 122) oder Windofen (Bd. I. S. 129). Zur Reduction des Zinnoxydes, welches sowohl als Säure, als auch als Base auftritt und leicht verschlackt wird, bedarf es eines Ueberschusses von Kohle und

vollständiger und bei niedrigerer Temperatur unter Ansammlung zu einem Korne, wenn man das mit $^1/_5$ Holzkohlenpulver gemengte Erz in einem Porzellantiegel $^1/_4$ Stunde unter der Muffel sehr stark glüht, dann etwa $^1/_3$ pulverisirtes Cyankalium auf die Masse schüttet und noch 5 Minuten erhitzt, wobei neben einem Zinnregulus eine zinnfreie Schlacke erfolgt, weil sich bei der mässigen Temperatur Zinnoxyd weniger leicht mit Kieselsäure vereinigt, welche Verbindung sich dann nur bei hoher Temperatur wieder zerlegen lässt.

b) Zinnstein mit viel erdigen Beimengungen (Zinnzwitter) muss zuvor auf die S. 741 angegebene Weise, oder in einem Glascylinder geschlämmt werden, bevor man denselben dem unter a) beschriebenen reducirenden Schmelzen unterwirft. **Erdenreicher Zinnstein.**

c) Zinnstein mit viel fremden Schwefel-, Antimon- und Arsenmetallen. Derselbe, bei einem grösseren Erdengehalt nöthigenfalls geschlämmt, wird vollständig, zuletzt mit Kohle, abgeröstet und das Röstgut zur Entfernung der fremden Oxyde so oft mit neuen Portionen eines Gemisches von verdünnter Schwefelsäure und einigen Tropfen Salzsäure digerirt, bis die Lösung nicht mehr gelb gefärbt wird. Zinnoxyd wird von der Säure nicht angegriffen. Man filtrirt entweder den Rückstand ab oder entleert ihn durch Umkippen des ganz mit Wasser gefüllten Digerirglases (wie das Kupfer bei der schwedischen Kupferprobe S. 316) in einen Röstscherben, worin derselbe nachher ausgeglüht wird. **Kiesiger Zinnstein.**

Der so gereinigte Zinnstein wird, wie unter a) angegeben, reducirt. Ein Wolframgehalt lässt sich durch die Säure nicht entfernen, was aber nach der später zu erwähnenden OXLAND'schen Methode durch Glühen des rohen Erzes mit Glaubersalz und Kohle und Auslaugen der Masse möglich ist.

Dadurch, dass man das rohe Erz einige Minuten mit Königswasser kocht, lässt sich nach BERTHIER[1]) das Rösten umgehen; bei kiesigen Erzen aber, aus denen sich hierbei **Modificationen.**

1) BERTHIER, met. analyt. Chem., deutsch v. KERSTEN. 1836. II, 494.

... auszuziehen, aus
zu fällen und mit

Ein ähnliches
fahren, als der gew
an. Das durch K
schüssiger Kohle g
mentlich Zinn und
Lösung das Zinn
Knopfes an einem
wird, ausgefällt. M
den daran haftende
Zinnhülle herausne
vorhandenen Zinnchl
einen verschiedenen
Zinn danach bald al
moosartig oder schw
bläschen, welcher le
anzeigt. Das gefällte
nen Reibschaale mit ei
dasselbe bei Zusatz

MOISSENET'S Methode.

Zinnschlacken.

Zinnschlacken
silicirtes Zinn enthalt
rohrproben behandelt

II. Quanti

zwitter, Zinnschlacken), geröstet (Zinnkies, aufbereitete Zinnschliege), mit saurem schwefelsauren Kali aufgeschlossen (silicirtes Zinn, Zinnschlacken), durch Salzsäure von beigemengten fremden Oxyden befreit und einem reducirenden und solvirenden Schmelzen unterworfen, wobei, wenn die genannten Operationen gut ausgeführt sind, ein geschmeidiges Zinnkorn erfolgt.

a) Das Schlämmen wird bei armen, mit viel erdigen oder metallischen Substanzen gemengten Zinnerzen (Zinnzwittern) oder mit Zinnschlacken, welche Zinnkörner enthalten, in Quantitäten von 5000 Milligramm ausgeführt.

b) Das Rösten nach Art einer Kupferprobe (S. 311) kommt bei zinnhaltigen Substanzen zur Anwendung, welche Schwefelungen enthalten (Zinnkies, Musivgold) oder zugleich mit Arsenmetallen verbunden sind (aufbereitete Zinnschliege).

c) Behandlung mit Salzsäure. Zur Auflösung der im rohen oder gerösteten Erze etc. enthaltenen schädlichen Metalloxyde kocht man das Probegut etwa 5 Minuten lang mit Salzsäure in einem Porzellanschälchen bei darüber gedecktem Uhrglase, verdünnt die Lösung mit Wasser und filtrirt, wobei das Zinnoxyd mit erdigen Theilen oder mit Titan- und Wolframverbindungen zurückbleibt, welche demnächst beim reducirenden und solvirenden Schmelzen verschlackt werden. Das Filter wird mit seinem Inhalt getrocknet, verbrannt und letzterer einem reducirend-solvirenden Schmelzen unterworfen. Sollten die fremden Metalloxyde an Kieselsäure gebunden und in Salzsäure nicht löslich sein, z. B. in Zinnschlacken, so unternimmt man damit

d) ein Aufschliessen mit saurem schwefelsauren Kali. 1 Ctr. der nöthigenfalls geschlämmten und getrockneten Probe wird mit dem 10fachen saurem schwefelsauren Kali gemengt, in einem Platinschälchen zum Fluss gebracht und die erkaltete Masse mit verdünnter Salzsäure behandelt. Den Rückstand unterwirft man einem reducirenden und solvirenden Schmelzen.

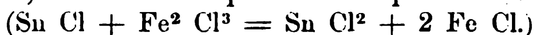
e) Reducirendes und solvirendes Schmelzen. 1 Ctr. des nach Vornahme der bezeichneten Operationen

erhaltenen oder, wenn diese nicht erforderlich waren, des rohen Probirgutes wird, wenn dasselbe kieselerdefrei ist, mit 100 Milligr. Soda und 30 Milligr. Borax und, wenn dasselbe Kieselerde enthält, mit 150 Milligr. Soda und 30 Milligr. Borax beschickt, im Achatmörser zusammengerieben und nach Art einer Bleiprobe (S. 24) entweder in einem mit Kohle ausgefütterten Thontiegel (Bd I. Taf. II. Fig. 42) im Sodapapiercylinder oder, sobald das Erz etc. nicht unter 20 % Zinn hält, in einem dergleichen unausgefütterten Tiegel (Bd. I. Taf. II. Fig. 41) bei Zusatz von 300 Milligr. des Fluss- und Reductionsmittels (S. 23) und 50 Milligr. Stärkemehl, sowie bei einer Kochsalzdecke geschmolzen. Ersteres Verfahren liefert 1—2 % Zinn mehr, als letzteres, erfordert aber längere Hitze, etwa 8 Minuten, letzteres nur 4—5 Minuten. Zeigt sich die Schlacke in gutem Fluss, so lässt man die Probe erkalten, zerreibt die Schlacke und kocht dieselbe in mit Essigsäure angesäuertem Wasser. Hierbei löst sich der grösste Theil der Schlacke, und der nicht zersetzte wird abgeschlämmt. Die zurückbleibenden Zinnkörner werden getrocknet und gewogen. Ihre Reinheit erkennt man an Farbe und Dehnbarkeit. War in der Substanz Blei enthalten (z. B. in Emaille), so muss das

oder Chroms, in der Unreinheit der Oxydationsmittel, dem Luftgehalte und dem Verdünnungsgrade der Auflösung, der Stärke und Menge der zur Auflösung angewandten Säure und der davon abhängenden verschieden geschwinden Oxydirbarkeit des Zinnchlorürs etc. hat. An diesen Fehlern leiden unter anderen die Methoden von GAULTIER DE CLAUBRY[1]), MÈNE[2]), PENNY[3]), SCHWARZ[4]), STRENG[5]) und HART[6]), oder sie werden sehr umständlich, wenn man die Fehler umgehen will, wie z. B. die Modification der STRENG'schen Probe von MULDER.[7])

Befriedigende Resultate auf einfacherem Wege erhält man

a) nach LÖWENTHAL[8]) und STROHMEYER[9]), wenn man die zinnhaltige Substanz im Kohlensäurestrom löst (metallisches Zinn zur Erleichterung der Lösung unter Zusatz eines zusammengerollten Platindrahtes), eine reine Eisenchloridlösung hinzufügt, verdünnt und das gebildete Eisenoxydul, welches sich weniger leicht oxydirt, als Zinnoxydul, mit Chamäleon titrirt, wo dann 2 Aeq. Eisen 1 Aeq. Zinn entsprechen. Löwenth. Probe.



$(Sn\,Cl + Fe^2\,Cl^3 = Sn\,Cl^2 + 2\,Fe\,Cl.)$

Wegen des Luftgehaltes im Wasser etc. muss man aber einen Gegenversuch mit der zur Probe verwandten, gleichen Menge Wasser anstellen, welche man mit Eisenchlorid ähnlich färbt, die so ermittelte, zum Färben verbrauchte Chamäleonlösung von der bei der Hauptprobe angewandten abzieht und aus dem Rest das Zinn berechnet oder empyrisch auf je 56 Eisen 59 Zinn in Rechnung bringt.

Bei einem Eisengehalt der Zinnverbindung muss aus deren Lösung das Zinn während etwa 12 Stunden durch Zink metallisch ausgefällt, ausgewaschen, in Salzsäure gelöst und wie vorhin behandelt werden.

1) DINGL., Bd. CII, Hft. 2. — B. u. h. Ztg. 1847. S. 155.
2) DINGL., Bd. CXVII, 230. — Bgwfd. XIV, 142.
3) ERDM., J. f. pr. Chem. LV, 208.
4) SCHWARZ, Maassanalyse. 1853. S. 133.
5) POGG., Ann. XCII, 62.
6) ERDM., J. f. pr. Chem. LXII, 378.
7) LIEBIG's Jahresber. 1858. S. 586.
8) ERDM., J. f. pr. Chem. Bd. 76. S. 484.
9) Ann. d. Chem. u. Pharm. Bd. 117. S. 261.

[redacted]



Lenssen's Probe.

b) Nach Lenssen[1]) löst man die zinnhaltige Substanz im Kohlensäurestrom als Oxydul (metallisches Zinn unter Zusatz von Platinblech oder Platindraht) in Salzsäure, verdünnt mit $^1/_4$ Liter Wasser und lässt 10 Cubikcent. der Lösung in eine überschüssige, in möglichst wenig Wasser gelöste Mischung von weinsteinsaurem Kalinatron und doppeltkohlensaurem Natron unter Umschütteln einfliessen, wobei man letzteres im Ueberschusse hat, damit sich kein Zinnoxydul ausscheidet. Zu der klaren alkalischen Lösung fügt man etwas Stärkekleister und titrirt in bekannter Weise mittelst einer jodhaltigen Jodkaliumlösung, deren Titer mit arseniger Säure festgestellt worden (100 C. C. etwa = 0,95 Jod), bis bleibende Bläuung eintritt. 1 Aeq. verbrauchtes freies Jod = 127 entspricht 1 Aeq. Zinn = 59.

Zweck.

§. 137. Zinngewinnungsmethoden. Dieselben bezwecken die Reduction des im Zinnstein enthaltenen Zinnoxydes in einer passenden Temperatur und die Verwandlung der erdigen und fremden metallischen Beimengungen in eine möglichst dünnflüssige Schlacke, aus welcher sich die reducirten Zinntheilchen gut absetzen können. Auf die Ausführung dieser an sich einfachen Operationen haben nachstehende Umstände einen mehr oder weniger erschwerenden Einfluss und machen den Zinnhüttenprozess unvollkommen:

Schwierigkeiten bei der Zinngewinnung.

1) Gewisse Eigenschaften des Zinnoxydes, und zwar

a) Seine Reducirbarkeit bei hoher Temperatur. Das Zinnoxyd bedarf zu seiner Reduction einer sehr starken Rothglüh- oder angehenden Weissglühhitze, bei welcher nicht nur die meisten der nicht selten beigemengten Metalloxyde, wie Blei-, Wismuth-, Kupfer-, Eisen-, Antimonoxyd, Wolframsäure, Molybdänsäure u. A. auch, oder schon viel früher reducirt werden, ins Zinn gehen und dessen Qualität beeinträchtigen oder den Ofengang störende Ansätze (Härtlinge) auf der Ofensohle bilden.

b) Die Oxydirbarkeit des Zinnes. Bei der leich-

1) Erdm., J. f. pr. Chem. Bd. 78. S. 200; Bd. 86. S. 205. — B. u. h. Ztg. 1860. S. 489.

ten Oxydirbarkeit des Zinnes entsteht in der zur Reduction erforderlichen hohen Temperatur, namentlich bei Einwirkung von Gebläseluft in Schachtöfen, Zinnoxyd, welches theils verschlackt, theils bei seiner feinen Zertheilung mechanisch fortgerissen wird. Durch zweckmässige Schachtofenconstruction muss man darauf hinwirken, dass bei kräftiger Reduction des Zinnoxydes das hergestellte Zinn möglichst rasch aus dem Bereich des Windstromes gebracht wird (Spuröfen).

c) Die leichte Verschlackbarkeit des Zinnoxyds. Da das Zinnoxyd als Base mit Kieselsäure und auch (jedoch weniger) als Säure mit Eisenoxydul, Manganoxydul, Kalkerde etc. sich verbindet, so ist dasselbe zur Verschlackurg doppelt geneigt und gibt Verbindungen, aus denen sich nur in hoher Temperatur bei kräftiger Reduction, — wo sich dann aber auch anwesende fremde Metalloxyde, namentlich Eisenoxyd in grösserer Menge reduciren, — das Zinn theilweise wieder ausscheiden lässt.

2) Die Qualität und Quantität der erdigen Beimengungen. Da der Zinnstein in älteren Gebirgsarten vorkommt, welche kieselerdereich und in Folge dessen sehr strengflüssig sind, so wird hierdurch die Schlackenbildung erschwert. Gibt man den Fluss befördernde, eisenhaltige Zuschläge, so wird einestheils viel Eisen reducirt, anderntheils wirkt das Eisenoxydul verschlackend auf Zinnoxyd; ähnlich wirkt in letzterer Beziehung ein Kalkzuschlag. Man wählt desshalb meist zwischen zwei Uebeln das kleinste und erzeugt eine kieselerdereichere, zäh- und strengflüssige Schlacke (Bisilicat), welche viel Zinnkörner zurückhält und zu deren Gewinnung mehrmals umgeschmolzen (Schlackentreiben) oder aufbereitet wird, wobei man verschlacktes Zinnoxyd verloren gibt.

3) Die Qualität der metallischen Beimengungen. Dieselben, im oxydirten (Magneteisenstein, Wolfram), geschwefelten (Schwefelkies, Kupferkies, Bleiglanz, Kupferglanz), arsenicirten (Arsenkies) oder metallischen Zustande (Wismuth, Kupfer) vorhanden, werden zwar theilweise verschlackt, theilweise aber auch beim Schmelzen zerlegt, wo sie dann das Zinn verunreinigen (Eisen, Kupfer, Wismuth, Blei, Arsen, Wolfram etc.), sich verflüchtigen und Ofen-

[redacted]



brüche bilden (Arsen, Blei etc.), den Schmelzgang störende Ansätze auf der Ofensohle erzeugen (Eisen etc.) u. dgl. m. Da die bezeichneten Mineralien wegen ihres, von dem des Zinnsteins nur wenig abweichenden specifischen Gewichtes und der meist feinen Einsprengung des Zinnsteins sich durch mechanische Aufbereitung nicht hinreichend entfernen lassen, so sucht man sie durch combinirte Röst- und Waschprozesse, durch Behandlung mit Säuren etc. vor dem Verschmelzen zu beseitigen. Dies gelingt nicht mit dem Wolfram, welches durch einen besondern Schmelzprozess (OXLAND's Methode) abgeschieden werden muss. Bleibt Wolfram im Erz zurück, so geht ein Theil der Wolframsäure, an Eisen- und Manganoxydul gebunden, in die Schlacken, ein anderer wird reducirt und verunreinigt das Zinn.

Es zerfallen danach die Zinnhüttenprozesse in gewisse Vorbereitungsarbeiten und das eigentliche reducirende Schmelzen in Schacht- oder Flammöfen, sowie in die weitere Verarbeitung der Schmelzproducte, des eisenhaltigen Zinnes und der, Zinnkörner mechanisch einschliessenden Schlacken.

## I. Abschnitt.

## Vorbereitung der Zinnerze.

Mechanische und chem. Operationen.

§. 138. Allgemeines. Nur bei dem Seifenzinnerz und bei wenigen Bergzinnerzen (z. B. von Carclase, Wheel, Bal, Irtendron, Consols-Gruben in Cornwall) genügt eine blosse mechanische Aufbereitung; in den meisten Fällen muss dieselbe mit einer chemischen Behandlung derselben (Röstung, Säureextraction etc.) zur Entfernung der metallischen Beimengungen verbunden werden. Dabei können nachstehende Operationen vorkommen: Mürbebrennen der Erzstücke, mechanische Aufbereitung der rohen oder gebrannten Erze, Röstung der dabei erfolgenden Schliege mit nachherigem Verwaschen, Behandlung des Röstgutes mit Säure und zur Entfernung des Wolframs mit Glaubersalz oder Soda und Kohle.

Verfahren in Sachsen.

§. 139. Mürbebrennen des Erzes vor der Aufbereitung. Zu Altenberg in Sachsen wird der $^1/_3$—$^1/_2$ %

Zinn haltende Zinnzwitter bei grosser Festigkeit in freien Haufen mürbegebrannt. Man breitet auf einer 12 M. langen, ebenso breiten und 0,3 M. hohen Erzlage eine 0,1 M. hohe Schicht Späne und darauf 0,7 M. hoch Wurzelholz bis nicht ganz an den Rand aus. Auf letzteres kommt 1,5 M. hoch grobes Erz von etwa 2 Cubikdecimeter Grösse, desgleichen werden die Seitenwände 1 M. dick mit grobem Erz bestürzt und das Ganze mit einer 0,3 M. hohen Lage faustgrossem Erzklein bedeckt. Das Brennen dauert 2 Tage. Die einmal gebrannten groben Stücke zerfallen und werden dann zum zweiten Male oben auf den Haufen gebracht, sodann ins Pochwerk.

Von ROSCHER[1]) ist ein Zwitterherd zur Benutzung von Stein- und Braunkohlen construirt.

Bei Anwendung von Stadeln[2]) stürzt man auf ein 14 bis 16 Zoll hohes Holzbett $2^1/_2$—3 Fuss hoch Zinnerz und bedeckt dieses 4—5 Zoll hoch mit Kohlenklein.

§. 140. **Mechanische Aufbereitung der Zinnerze.** Der zu wählende Gang bei der Aufbereitung hängt ausser von den beigemengten Fossilien noch davon ab, ob die Erze reicher oder ärmer und ob sie derb oder fein eingesprengt sind. Da sie selten in derberen Partien vorkommen, so lässt sich die mit weniger Metallverlusten verbundene Setzarbeit nicht anwenden, sondern das Erz muss gleich mehr oder weniger rösch gepocht werden (Sachsen), nachdem nöthigenfalls eine Handscheidung zur Absonderung des Wolframs (Böhmen) oder auch zur Sortirung der besseren von den unreineren, kupfer- und arsenkieshaltigen Sorten und dem Berg vorgenommen (Cornwall). In Folge des Umfangs der nassen Aufbereitung sind die Verluste an Zinn nicht unbedeutend (in Sachsen 25—30 %, in Cornwall 17 bis 20 %). Verfahren.

In Sachsen[3]) beschränkt sich die Aufbereitung auf ein Nasspochen und die Behandlung des Vorrathes aus der Mehlführung auf Stossherd, Durchlass und Kehrherd; umfang-

1) B. u. h. Ztg. 1855. S. 94.
2) PLATTNER's Röstprozesse. 1856. S. 234.
3) Freiberg. Jahrb. 1830. S. 217, 235. - B. u. h. Ztg. 1853. S. 162; 1855. S. 93.

[redacted]



reicher ist dieselbe bei den verschiedenen Erzsorten in Cornwall.[1]) In Schlaggenwald[2]) sind zum Entgraupen der Trübe Siebtrommeln versucht. Eine vergleichende Darstellung des Vorkommens, der Gewinnung und Aufbereitung der Zinnerze in Cornwall, Böhmen, Sachsen und der Bretagne gibt J. Huguenin.[3])

§. 141. Rösten der concentrirten Zinnschliege.

Zweck. Von reineren Erzen erhaltene Schliege kommen ohne Weiteres zur Schmelzung, dagegen von kiesigen Erzen erfolgte noch zur Röstung (Sachsen, Böhmen, Cornwall), indem sie noch allen Wolfram, den grössten Theil des Arsenkieses und noch viel Schwefel- und Kupferkies, Wismuthglanz, auch gediegen Kupfer und Wismuth enthalten. Durch das Rösten in Flammöfen bezweckt man unter Verflüchtigung von schwefliger und arseniger Säure die Bildung von Oxyden, welche sich dann zum grossen Theil von dem specifisch schwereren Zinnstein abschlämmen lassen. Der Zinnstein verändert sich beim Rösten wenig; nur zu Anfang bildet sich etwas Schwefelzinn, welches sich in schwefligsaures und schwefelsaures Salz verwandelt, durch Salzsäure ausziehbar ist und bei der weiteren Aufbereitung verloren geht, wodurch in Cornwall ein Verlust von etwa 1,5 % vom Gehalt der concentrirten Schliege (*tin witts*) entsteht.

Verfahren. Zur Vermeidung einer Sinterung röstet man anfangs unter stetem Umrühren schwach, steigert dann aber die Temperatur, um die in der ersten Periode gebildeten schwefelsauren und arsensauren Salze — nöthigenfalls bei Einmengung von Kohle — zu zersetzen. Der Kohlenzuschlag bleibt weg, wenn man Giftmehl[4]) in grösserer Menge als Nebenproduct in mit dem Röstofen verbundenen Condensationskammern auffangen oder bei kupferkiesigen Erzen aus dem Röstgut schwefelsaures Kupferoxyd behuf Cementkupfergewinnung auslaugen kann. Nur Schwefelkies führende Erze lassen sich leichter abrösten,

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 181; 1862. S. 145. — Berggeist. 1861. No. 68. — Preuss. Ztschr. Bd. 9. S. 251.
2) B. u. h. Ztg. 1856. S. 62.
3) J. Huguenin, coup d'oeil sur la géologie du Morbihan. Paris 1862. p. 63.
4) Tunner's Jahrb. II, 1852. S. 35.

als kupfer- und arsenkiesige. Nach dem Rösten siebt man die Sinterknoten ab und gibt sie ins Pochwerk zurück.

Zum Rösten dienen:

1) Gewöhnliche Flammöfen mit Condensatoren für das Giftmehl, wie nachstehende Beispiele zeigen: Flammöfen mit festem Herd.

a) Die sächsischen Brennöfen[1]) (Bd. I. S. 508, 512, 516. Taf. X. Fig. 239, 240) haben einen 12—18 Fuss langen, am Roste 8 — 10 Fuss und an der Arbeitsöffnung 2 Fuss breiten Herd *a*; das Gewölbe *e* ist hinten am Roste 18 — 24 Zoll vom Herde entfernt und die Feuerbrücke 6 Zoll hoch. Man zieht die auf dem Ofengewölbe getrocknete Röstpost von 12—14 Ctr. durch die während des Betriebes mit einer Thonplatte verschlossene Oeffnung *f* auf den Herd und regulirt die Feuerung und die Röstdauer nach der Beschaffenheit des Schlieges. Während man z. B. arsenarme Erze zur Vermeidung einer Sinterung anfangs schwächer und auch kürzere Zeit (wohl nur 6 Stunden) röstet, so feuert man bei arsenreicheren, wobei sich allerdings mehr Sinterknoten bilden, von Anfang an schärfer, weil sich dann ein weisseres und weniger graues Arsenikmehl bildet. Unter stetem Krählen wird das Feuer allmälig vermindert, bis das Erz dunkel zu brennen und locker zu werden beginnt. Entwickelt sich dann kein Rauch mehr, so mengt man unter Verstärkung der Hitze und fleissigem Umkrählen zur Reduction der schwefelsauren und arsensauren Salze Kohle ein. Während vorher die Klappe in dem Fuchse *h* geöffnet war und man der arsenigen Säure den Zutritt in den Canal *i* gestattete, wird jetzt, um eine Verunreinigung derselben durch kohlige Theile zu verhüten, der Fuchs *h* geschlossen und es entweichen die Gase und Dämpfe durch die Esse *g*, welche zum Schutz für den Arbeiter sonst so weit geschlossen ist, dass man möglichst wenig Verlust von arseniger Säure durch dieselbe hat. Der oft mehr als 100 Fuss lange Canal *i* ist wohl zur Schwächung des Zuges mehrfach gebrochen. Sachsen.

Reinere Schliege erfordern etwa 6—7 Stunden Röstzeit, arsenreichere bei Posten von 12 Ctr. mit 2 Ctr. Zinn an

1) Freib. Jahrb. 1830. S. 152. — Plattner's Röstprozesse. 1856. S. 17, 235, 353.

... Seite ...

... Linie ...

Die auf de
der Hälfte des d
brücke ausgehre
bei 5 Häufchen
auch wohl abwe
rung des Herdes
einem 2 M. hohe
langen und mit Sc
in eine Esse führ
Je nachdem die
auch Arsenkies er
und gewaschen od
Male geröstet. In
bei 150 Kilogr. Kol
bei 90—100 Kilog

Flammöfen mit schwebendem Herd.

2) Flammöfe
Feuerung (Bd. I. S
in derselben Axe li
trichter *l* wird das
Erz auf die Spitze d
selbe vertheilt und d
krählt wird. Eine He

unter starkem Durchkrählen erhöht und zuletzt stark gefeuert. Das geröstete Erz tritt durch die Oeffnung *o* in der S. 516. Bd. I. bezeichneten Weise in die Behälter *q* und *r* zur Abkühlung. Man gibt alle 1½ Stunden 100 — 150 Kilogr. Steinkohlen auf, röstet das erste Mal in 24 Stunden 2, das zweite Mal 3 Tonnen sehr unreinen Schlieg und verbraucht pro Tonne schmelzwürdigen Schlieg (*black tin*) 1,428 Tonnen Kohlen und fast zweimal so viel, als beim einfachen Herd (S. 756).

Bei diesem Verfahren spart man wesentlich an Arbeitslöhnen und die Röstung geht gut von statten, indem das auf die Mitte des Herdes fallende Erz allmälig in höhere Temperaturen gelangt, einer abwechselnden Hitze und einem regelmässigen Krählen ausgesetzt wird, wobei weniger Röstknoten entstehen und wenig Staub von den Gasen mit fortgerissen wird. Während zu Altenberg die Röstkosten pro Tonne Blacktin auf 56,54 Fr. kommen, so betragen sie bei Anwendung eines Ofens mit rotirendem Herd nur 32,95 Fr., nämlich für Kohlen 24,13 und für Löhne 9,82 Fr.

MICHELL[1]) empfiehlt zur Reinigung des Zinnsteines, denselben 3 — 4 Stunden lang in einem Flammofen bei Kochsalzzusatz unter öfterem Umrühren einer anfangenden Rothglühhitze auszusetzen, um Schwefel, Arsen etc. zu verflüchtigen und lösliches Kupferchlorid zu bilden. Der Prozess ist in England wieder ausser Anwendung gekommen, wird aber z. B. in Schlaggenwald ausgeführt (§. 144).

§. 142. Schlämmen des Röstgutes mit oder ohne Gewinnung von Cementkupfer. Zur Abscheidung der beim Rösten gebildeten lockeren Oxyde und Metallsalze wird das Röstgut entweder **Verfahren.**

1) sofort geschlämmt, wie in Sachsen, wobei man den Zinnstein auf einen Gehalt von 50 — 70 % bringt. Der Schlieg (Zinnerz genannt) ist entweder schmelzwürdig oder wird noch zuvor mit Säuren behandelt; oder

2) zuvor bei einem grösseren Kupfergehalt der Erze etwas mit Wasser oder Schwefelsäure angefeuchtet, einige Zeit der Luft ausgesetzt, die Sinterknoten abgesiebt, das Siebfeine in einem Rührfasse bei Zusatz von Salz- oder

1) B. u. h. Ztg. 1844. S. 656; 1862. S. 295. — Preuss. Ztschr. IX, 254.

Schwefelsäure eingesümpft, die abgeklärten kupferhaltigen Wasser in bedeckten Kästen durch Eisen cementirt und der Rückstand vorsichtig geschlämmt [Cornwall[1])]. Nöthigenfalls muss der erhaltene Schlieg nochmals geröstet und verwaschen werden, um schmelzwürdigen Schlieg (Black tin im Gegensatz zu White tin, Zinnmetall) mit 50 — 75 % und mehr Zinn zu erhalten.

Vermittelst eines Hufeisenmagneten zieht man wohl noch die durch Verwaschen nicht entfernten Theilchen von Eisenoxyduloxyd aus und erhöht dadurch den Werth des Erzes wesentlich.

Zweck. §. 143. **Behandlung der gereinigten Zinnschliege mit Säuren.** Da zur Vermeidung von grossen Verlusten das Verwaschen der gerösteten Erze nicht zu weit getrieben werden darf, so bleiben immer noch fremde Oxyde beim Zinnstein zurück, namentlich Eisen-, Kupfer- und Wismuthoxyd, sowie auch metallisches Wismuth.

Auf den sächsischen Zinnhütten wird nach PLATTNER'S Vorschlag[2]) geröstetes wismuthhaltiges Erz in Holzbütten mit 6 % roher, verdünnter Salzsäure mehrere Stunden lang umgerührt, die gelösten Salze mit Wasser ausgelaugt, dabei gefälltes basisches Chlorwismuth abgeschlämmt, in Sümpfen aufgefangen und mit gebranntem Kalk und Holzkohlenpulver in Graphittiegeln auf Wismuth verschmolzen. Der auf diese Weise gereinigte Zinnschlieg gibt ein Zinn, in welchem die Verunreinigungen von $^9/_{10}$ auf $^1/_{10}$ gebracht sind. Wegen fast ganz fehlenden Wismuthgehaltes werden die böhmischen Erze nicht mit Säuren behandelt; dagegen bedarf es bei denselben einer Separation des Wolframs durch Handscheidung.

MICHELL[3]) empfiehlt, käufliche Salzsäure mit einem gleichen Gewicht Wasser zu verdünnen und davon 1 Ctr. zur Reinigung von 20 Ctr. Schlieg anzuwenden. PEARCE[4]) zieht gediegen Kupfer durch verdünnte Schwefelsäure (Bd. I. S.

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 207; 1862. S. 146. — Preuss. Ztschr. IX, 254.
2) TUNNER, Leob. Jahrb. 1852. II, 31. — B. u. h. Ztg. 1852. S. 342, 702.
3) B. u. h. Ztg. 1844. S. 656.
4) B. u. h. Ztg. 1862. S. 263. — DINGL., Bd. 163. S. 191.

53) bei Luftzutritt mit oder ohne Zusatz von Salzsäure aus und behandelt Schwefel-, Arsen- und Kupferkies, sowie Fahlerz enthaltende geröstete Erze mit heisser Salzsäure in einem geschlossenen Gefässe.

In Cornwall ist der Reinigungsprozess mit Salzsäure vor mehreren Jahren von DUCLOS[1]) eingeführt, scheint aber nicht allgemein in Anwendung gekommen zu sein. Man erhielt bei schlecht aufbereiteten Erzen günstige Resultate, hatte aber bei gut aufbereiteten Erzen keinen Vortheil. Das aufgelöste Kupfer wird entweder durch Eisen niedergeschlagen (Levant und Botallak mine) oder durch Soda gefällt (Umgegend von Redruth).

§. 144. Reinigung der Zinnschliege von Wolfram. Weder durch mechanische Aufbereitung, noch durch Röstung und Behandlung mit Säuren lässt sich der Wolfram wegen seines hohen specifischen Gewichtes und seiner Unzersetzbarkeit aus dem Zinnerz entfernen. Ist derselbe in grösserer Menge vorhanden, so erhöht er beim Schmelzen die Strengflüssigkeit und verunreinigt das Zinn, so dass man dessen Handelswerth auf cornischen Werken dadurch erhöht, dass man den Wolfram durch ein besonderes, von OXLAND[2]) angegebenes Schmelzverfahren entfernt, wenn eine Handscheidung allein nicht genügt, wie in Böhmen. Einfluss d Wolframs

Dieses wird in zwei Modificationen, bei Anwendung von Soda oder Glaubersalz, ausgeführt, um lösliches wolframsaures Natron zu erhalten: OXLAND's Schmelzmethode.

1) Zu East Pool Mine[3]) wird der Prozess in Flammöfen (Taf. VIII. Fig. 217, 218) ausgeführt, deren aus 2 Theilen gegossene eiserne Pfanne *a* von 3 Zoll Dicke und 30 Ctr. Gewicht an den Seiten auf Mauerwerk ruht. Die Flamme streicht vom Roste *b* aus über die Pfanne, senkt sich in dem Fuchs *c* nach unten, circulirt in dem durch eine Zunge *d* getheilten Raum *e* unter dem Pfannenboden und entweicht von da durch einen Fuchs *k* in die Esse *l*. *f* Fuchsbrücke. *g* Flammloch über der Fuchsbrücke. *h* Arbeitsöffnung. *i* Füllöffnung.

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 147. — Preuss. Ztschr. IX, 254.
2) B. u. h. Ztg. 1852. S. 702.
3) B. u. h. Ztg. 1862. S. 294.

Je nach der Feinheit des Schlieges (vom feinsten am wenigsten) setzt man Chargen von 6 — 9 Ctrn. ein, breitet 9 — 12 Pfd. Soda mit 48 % Alkali pro Ctr. Erz darüber, mengt die erhitzte Masse durcheinander und wirft 1 — 2 Schaufeln voll Kohle auf den der Feuerbrücke gegenüber liegenden Herdtheil, um eine möglichst gleichmässige Temperatur zu erhalten. Sodann wird die Masse unter jedesmal viertelstündigem Rühren etwa 6 Stunden in Weissgluth erhalten, dabei alle halbe Stunden Kohlen auf den hintern Herdtheil geworfen, dann die Hälfte der Charge durch die Arbeitsöffnung ausgezogen und die andere Hälfte erst dann, nachdem sie nochmals durcheinander gerührt. In 24 Stunden werden 4 Chargen, etwa 30 Ctr., mit 330 Pfd. Soda behandelt und davon an 10 Ctr. reiner Zinnstein erhalten. Die in der Hitze zähflüssige, nach der Abkühlung bimsteinartige Masse wird in eigrosse Stücke zerschlagen, mit 25 % Quarz von derselben Grösse gemengt und unter Pochstempeln zerkleint, wobei der Quarz zur Trennung der harten alkalischen Kruste von dem Zinnstein dient. Die Pochtrübe wird wiederholt geschlämmt, das Röscheste noch 2 — 3 Mal mit Quarz gepocht und zuweilen nochmals mit Soda im Flammofen behandelt. Die Aufbereitungskosten sind verhältnissmässig hoch und es findet ein nicht unbedeutender mechanischer und chemischer Verlust (durch Bildung von löslichem zinnsauren Natron) an Zinnstein statt.

2) Bei Anwendung von Glaubersalz statt Soda wird der Zinnverlust geringer und der Prozess billiger, aber schwieriger auszuführen, wie Erfahrungen auf der Grube Drakewell[1]) ergeben haben, indem bald oxydirend, bald reducirend gewirkt werden muss. Je nach dem Wolframgehalt versetzt man das aufbereitete Erz mit so viel Glaubersalz, dass sich annähernd wolframsaures Natron bilden kann, fügt gepulverte Steinkohle hinzu und erhitzt das Gemenge unter stetem Umrühren im Flammofen bei einer qualmigen, reducirenden Flamme, um die Schwefelsäure des Glaubersalzes zu zerlegen, worauf dann das frei gewordene Natron

1) Preuss. Ztschr. Bd. 9. S. 254. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 212; 1860. S. 325; 1862. S. 294.

bei einer oxydirenden Flamme die Wolframsäure aufnimmt. Nach etwa 6 Stunden, wenn Farbe und sonstige Beschaffenheit des Röstgutes die beendigte Zersetzung anzeigen, zieht man die rothglühende Masse aus dem Ofen in eine Cisterne mit Wasser, aus welcher die Lösung des wolframsauren Salzes durch ein seitlich angebrachtes Sieb nach 24 Stunden abfliesst, der zurückbleibende Zinnstein aber zur Entfernung von aus dem Wolfram herrührenden Eisenoxyd nochmals gewaschen wird. Man behandelt in 24 Stunden 4 Chargen = 36 Ctr. Schlieg mit 4—5 Tonnen Steinkohlen.

Die wolframsaure Natronlösung wird entweder nicht weiter benutzt oder abgedampft und das auskrystallisirte Natronsalz in der Färberei, zur Unverbrennlichmachung von Zeugen, zum Weissmachen der Wäsche, zur Herstellung von Bronzefarben nach VERSMANN etc. verwandt.

Zu Zinnwald in Böhmen wird der Wolfram auf mechanischem Wege möglichst vom Zinnerz geschieden und verkauft (à Ctr. 5 fl. 25—45 kr.). Man gewann im Jahre 1859 an 516, im Jahre 1860 nur 100 Ctr. Wolframerz. — Zu Schlaggenwald[1]) werden 4—5 Ctr. Erz mit Kochsalz im Flammofen 8 Stunden lang mit 25 Cubikfuss Steinkohlen abgeröstet, dabei gebildetes Kupferchlorid und wolframsaures Natron mit Wasser ausgezogen, aus der Lauge das Kupfer durch Eisen und durch Chlorcalcium wolframsaurer Kalk gefällt. Das ausgelaugte Erz wird nochmals geschlämmt.

Mechanische Abscheid. d. Wolframs.

## II. Abschnitt.

## Verschmelzen der Zinnerze.

§. 145. Allgemeines. Das Verschmelzen der Zinnerze geschieht unter den S. 750 angegebenen Schwierigkeiten in Schacht- oder Flammöfen, je nach dem zu Gebote stehenden besten und billigsten Brennmaterial. Flammöfen, bei guten und billigen Steinkohlen in Anwendung, gestatten eine grössere Production, einen übersichtlicheren

Zinnerzschmelzen in Schacht- und Flammöfen.

1) Preuss. Ztschr. 1862. Bd. X, Lief. 3. S. 165.

Betrieb und ein besseres Ausbringen, als Schachtöfen, indem weniger Zinn durch den blossen Luftstrom oxydirt wird und die Schmelzmassen längere Zeit in höherer Temperatur bleiben, was auf ihre Separation günstig einwirkt. Dagegen erfolgt aus unreineren, namentlich arsenhaltigen Erzen in Schachtöfen ein besseres Product, als in Flammöfen, weil die fremden Stoffe leichter Gelegenheit finden, sich zu verschlacken und zu verflüchtigen. Schachtöfen geben mehr, aber nicht immer ärmere Schlacken, als Flammöfen.[1]) Nach ZIRKEL[2]) verbraucht man beim Flammofenbetrieb zur Darstellung von 1 Tonne Zinn $1^3/_4$ Tonnen Kohlen bei 5 % Erzverlust, während der Kohlenverbrauch beim Schachtofen 3 Tonnen, der Erzverlust 15 % beträgt.

**Producte vom Zinnschmelzen.** Beim Verschmelzen der Zinnerze fallen nachstehende Producte:

**Werkzinn.** 1) Werkzinn, Steinzinn, mit mehr oder weniger Fe, Cu, As, Sb, Bi, Wo, Mo etc., welche das Zinn hart, strengflüssig und beim Umschmelzen mehr oder weniger mussig machen. **Läuterungsmethoden.** Zur Entfernung dieser Unreinigkeiten wendet man auf deutschen Hütten eine Saigerung (Pauschen, Flössen) auf Pausch- oder Flossherden (Bd. I. S. 392. Taf. VI. Fig. 139, 140) an, auf englischen Hütten dagegen eine Saigerung in Flammöfen, verbunden mit einem Polen mittelst Holzstämmen, welches letztere wirksamer ist, als das sogenannte Aufstossen (tossing), wobei man mittelst einer Kelle das in einem eisernen Kessel flüssig gemachte Metall fortwährend ausschöpft, aus einer gewissen Höhe auf das Metallbad zurückgiesst und die dabei gebildete Oxydhaut von Zeit zu Zeit entfernt, bis das Zinn eine glänzende Oberfläche zeigt. Die bei dem Saigern zurückbleibende strengflüssige Legirung (Saigerdörner, Zinnpausche, Zinnkörner; Analysen Bd. I. S. 804) wird noch weiter nutzbar gemacht. Lässt man das gereinigte Zinn einige Zeit ruhig stehen, bevor es ausgeschöpft wird, so gehen die noch vorhandenen geringen Mengen von Unreinigkeiten zu Boden, im oberen Theil des Schmelzkessels etc. ist das Zinn sehr rein und kann separat vom unteren ausgegossen werden.

1) WINKLER in: Freib. Jahrb. 1839. S. 13.

2) Preuss. Ztschr. IX, 256.

Die englische Methode der Zinnreinigung durch Polen fördert mehr, als die deutsche durch Pauschen, man war aber auf sächsischen Hütten nicht im Stande, nach ersterer arsenfreies Zinn zu gewinnen und brauchte mehr Zeit und Brennmaterial.

Einfluss fremder Bestandtheile.

Trotz des Reinigens des Werkzinnes bleiben bei unreineren Sorten doch noch fremde Bestandtheile zurück, welche bald schon in geringen Mengen schädlich wirken, bald das Zinn zu manchen Verwendungen tauglicher machen. Das Zinn pflegt um so unreiner zu sein, je krystallinischer seine Oberfläche und je tiefer die Einsenkungen in derselben. Reines Zinn erstarrt mit glatter, reiner und glänzender Oberfläche bei reiner Zinnfarbe.

Nur weniges Zinn ist frei von Eisen, wovon schon 0,5 % auf Farbe und Glanz sichtbar einwirken; bei 1 % leiden Weichheit und Glätte, das Zinn wird brüchig, dunkel, matt und zeigt bei längerem Liegen an der Luft Rostflecke. Beim Auflösen manchen Zinnes, z. B. von Bancazinn, in Salzsäure, sowie auch beim Abkühlenlassen geschmolzenen Zinnes bilden sich auf der Sohle feine nadelförmige Krystalle von $Fe\ Sn^2$.[1])

Kupfer in geringen Mengen ist fast ohne Einfluss, das Zinn wird aber, ohne an Glanz zu verlieren, bei mehr als 1 % härter und weniger geschmeidig; bei noch grösserem Gehalt nimmt die Sprödigkeit zu und der Glanz leidet. Nach Stölzl[2]) kann man durch einen Zusatz von 1/9 bis 1/4 Kupfer die Härte des Zinnes auf das 3—5fache steigern. Ueber eine gewisse Grenze hinaus wird die Farbe des Zinnes durch das Kupfer beeinträchtigt. Der Zinnfolie für die Spiegelerzeugung gibt man absichtlich einen Kupfergehalt, das Fabrikat wird fester und härter, die Platten widerstehen der mechanischen Bearbeitung auf dem Belegtisch besser und werden vom Quecksilber nicht zu rasch angegriffen. Mitgetheilten Analysen zufolge enthielten solche Spiegelfolien 0,38—2,16 Cu, 0,04—0,84 Pb, 0,10—0,12 Fe.

Wismuth und Antimon wirken, schon 0,5 %, auf die

1) B. u. h. Ztg. 1861. S. 364.
2) Dingl., Bd. 155. S. 124.

[redacted]



Geschmeidigkeit schädlicher ein, als Eisen, ohne den Glanz merklich zu vermindern, auch ertheilen sie dem Zinn ein krystallinisches Gefüge; Wismuth macht dasselbe leichtflüssiger.

Blei macht schon in geringen Mengen das Zinn härter und fester; 1 % davon wirkt auf Glanz und Farbe nachtheilig, welche letztere sich ins Grünliche zieht und durch einen Nickelzusatz wieder verbessert werden kann.

Arsen[1]) wirkt schon bei 0,5 % wesentlich auf Farbe, Geschmeidigkeit und Glanz ein; bei über 1 % wird das Zinn leichter, weissfleckig, mit der Zeit matt und die Farbe wird dunkler, schmutzig und fleckig.

Zink macht das Zinn weisser, aber härter und spröder.

Wolfram und Molybdän wirken in grösserer Menge auf Festigkeit und Glanz und machen das Zinn strengflüssiger.

Ein Schwefelgehalt, welcher zuweilen bei schwefelkiesreichen Steinkohlen ins Flammofenzinn kommt, macht das Zinn brüchig.

Einfluss der Schmelztemperatur.

Ausser fremden Stoffen übt die Temperatur beim Auskellen des Zinnes in Formen einen wesentlichen Einfluss auf dessen Geschmeidigkeit und Glanz aus. Zu stark erhitztes, oberflächlich mit Regenbogenfarben spielendes Zinn wird nach dem Gusse rothbrüchig, zu schwach erhitztes oberflächlich matt, kaltbrüchig und schwieriger streckbar. Diese Eigenschaften sucht man dem Zinn durch Umschmelzen und Ausgiessen bei richtiger Temperatur zu benehmen, wobei es weniger auf diesen oder jenen Zusatz als Bedeckungsmittel ankommt. Nimmt das Zinn beim Umschmelzen Zinnoxydul auf, so verliert es an Glanz und Farbe.

Die das Zinn verarbeitenden Techniker beurtheilen die Güte und den Werth des Zinnes[2]) nach gewissen physikalischen Eigenschaften (Glanz, Farbe, Gefüge, oberflächliches Ansehen, Hämmerbarkeit, Knistern beim Biegen, Beweglichkeit beim Fliessen etc.).

---

1) Ann. d. Chem. u. Pharm. Bd. 29. S. 216.

2) Kerstein, vollständig practische Anleitung zur Zinnprobirkunst. Quedlinburg.

Zu den reinsten Zinnsorten des Handels (Analysen Bd. I. S. 718) gehört das ost- und westindische Zinn von Banca, Malacca[1]) und Bliton. Das Bancazinn, als das reinste und theuerste, führt in England den Namen *old-tin*, das von anderen Plätzen Indiens *new-tin*; das schlechteste, aber immer noch sehr gute indische Zinn ist das von Pera. Das Bancazinn kommt in 40 und 120 Pfd. schweren Barren in den Handel; das eine Stufe niedriger stehende und dem englischen Körnerzinn etwa gleiche Malaccazinn in kleinen 4seitigen abgestumpften Pyramiden von $\frac{1}{2}$ — 1 Pfd. Gewicht. Das englische Körnerzinn in 2 Fuss langen, 1 Fuss breiten und 8 Zoll dicken Barren enthält nur 0,0001 Eisen; das *Refined-tin* etwa $\frac{1}{10}$ % Fe ohne As, Pb und Cu und das *Common-tin* etwa $\frac{1}{6}$ % Eisen und bis 1 % Kupfer. Die minderen englischen Zinnsorten gehen wohl in Stangen unter dem Namen japanisches Zinn in den Handel. Zinnsorten des Handels.

Das sächsische Zinn ist seit Behandlung der Erze mit Salzsäure von besserer Qualität geworden und enthält nur 0,1 % Wismuth; unreiner ist das böhmische Zinn, wo keine Reinigung mit Salzsäure stattfindet.

Das peruanische Zinn kommt dem englischen theilweise gleich, enthält aber theilweise so viel Wolfram, Arsenik und Blei, dass es für die gewöhnlichen Verwendungen des Zinnes unbrauchbar ist. PHILLIPS[2]) hat ein Reinigungsverfahren für dieses Zinn auf nassem Wege angewandt.

2) Zinnerzschlacken (Analysen Bd. I. S. 863). Dieselben enthalten theils mechanisch eingemengtes, theils verschlacktes Zinn und werden zur Gewinnung des ersteren wiederholt im Erzofen (Schlackenverändern) oder in einem besonderen kleineren Ofen umgeschmolzen (Schlakkentreiben), auch theilweise aufbereitet. Nur die von Zinnkörnern freien Schlacken werden gleich abgesetzt. Schlacken.

3) Härtlinge, Hartbruch (Analysen Bd. I. S. 805), im Wesentlichen Legirungen von Zinn und Eisen, werden nach vorheriger Röstung oder Aufbereitung beim Schlackenschmelzen mit zugesetzt. Härtlinge.

1) The practical Mechanics Journal Record of the great Exhibition. 1862. Abthlg. A. 2.

2) B. u. h. Ztg. 1860. S. 325.

[redacted]



Geschur. 4) Geschur und Gekrätz, welches in der Regel einen merklichen Gehalt an Sn, Fe und As, zuweilen auch an Cu, Bi, Wo, Mo zeigt, kommt aufbereitet zum Schlackenschmelzen.

Flugstaub. 5) Flugstaub, hauptsächlich aus vom Wind mit fortgerissenen Erztheilen bestehend, wird verwaschen und beim Schlackenschmelzen zugeschlagen.

Zinnproduction. Die Zinnproduction ist jährlich etwa folgende: Grossbrittanien 144000, Südasien und Ostindien 150000, Bolivia und Peru 30000, Sachsen 2600, Böhmen 1200, Spanien 800 Centner.

---

### Erstes Kapitel.

## Zinngewinnung in Schachtöfen.

Anwendbarkeit. §. 146. Allgemeines. Dieses Verfahren ist hauptsächlich bei den unreineren Zinnerzen des sächsisch-böhmischen Erzgebirges unter Anwendung von Holzkohlen in Ausführung. Auf den Erfolg des Schmelzens ist von wesentlichem Einflusse:

Gattirung u. Beschickung. 1) die Gattirung und Beschickung der Erze. Nur eine richtige Gattirung und Beschickung kann den Zinnverlust durch Verschlackung vermindern; ganz vermeiden lässt er sich nicht.

Eisenoxydreiche Erze werden mit Quarz, quarzige mit Kalk, Eisenfrischschlacken oder sehr eisenreichen Erzen, wolframhaltige mit Kalk beschickt. Ein zu grosser Kalkzuschlag bewirkt einen grossen Abgang an Zinn durch Verbindung mit Kalk, ein zu bedeutender Quarzzuschlag Strengflüssigkeit. Erzschlacken befördern das Schmelzen und verhindern das Durchlaufen der Schliege.

Mit steigender Temperatur bei der Reduction wächst das Ausbringen, damit aber auch der Eisengehalt des Zinnes. Wird eisenhaltiges Zinn längere Zeit flüssig erhalten, so setzen sich daraus eisen- und zinnhaltige Legirungen (Härtlinge) ab.

Ofenconstruction. 2) Die Construction der Schmelzöfen[1]) und zwar:

1) Karsten's Metallurg. V, 31.

a) hinsichtlich ihrer Dimensionen. Die Höhe der Oefen richtet sich hauptsächlich nach dem Eisengehalt der Erze und der Grösse der Production. Bei eisenreichen Erzen findet in zu hohen Oefen eine reichliche Bildung von Eisensauen statt. Verarbeitet man nur geringe Quantitäten Stein über einem Zumachen, so gibt man dem Schachte eine geringe Höhe, steigt aber mit derselben bei grösserer Ausdehnung des Schmelzens. Die Höhe der Schächte pflegt zwischen 7 bis 10 Fuss zu variiren.

Zur Hervorbringung der erforderlichen hohen Temperatur im Schmelzraum gibt man den Oefen einen nicht zu weiten Schacht und einen nach unten zusammengezogenen Schmelzraum, dessen Quadratfläche in der Formgegend 140, höchstens 220 Quadratzoll enthält, während dieselbe bei Roh- und Bleiöfen immer 1000—2000 Quadratzoll ausmacht. Durch die Divergenz der Ofenwangen nach oben wird zwar der Brennmaterialaufwand erhöht, aber die Flugstaubbildung vermindert. Letztere sucht man auf Kosten des Brennmaterialverbrauches dadurch zu beschränken, dass man die Holzkohlen befeuchtet, so dass der Schlieg daran festklebt, aber trotzdem müssen Flugstaubkammern über den Oefen vorhanden sein. LAMPADIUS[1]) empfiehlt, die Zinnschliege durch Steinkohlentheer zum Sintern zu bringen. Bei zweckmässiger Böschung der Brandmauer gehen die Sätze mehr vor der Form nieder, werden von der Brandmauer theilweise getragen und gelangen nicht zu rasch ins Gestell.

b) hinsichtlich des Zumachens. Tiegelöfen (Bd. I. S. 435) halten zwar die Wärme und die reducirenden Gase zusammen, was die Reduction begünstigt, und die Separirung der geschmolzenen Massen findet vollständiger statt, so dass ärmere Schlacken entstehen, aber die Gebläseluft wirkt oxydirend auf das Zinn im Herd, die Eisensauenbildung wird vermehrt und deren Ausräumen erschwert oder unmöglich gemacht. Aus diesem Grunde sind solche, auf den sächsischen Hütten versuchsweise in Anwendung gekommene Tiegelöfen (sog. Gross- oder Tümpelöfen (Bd. I. S. 437. Taf. VIII. Fig. 197) nicht eingeführt.

---

1) LAMPAD., Fortschr. 1839. S. 224.

Die Sumpföfen (Bd. I. S. 440) gestatten zwar das Ausräumen der Ansätze aus dem Herde, es entweichen aber viel heisse, reducirende Gase unter der Brust durch und die Gebläseluft oxydirt leicht das längere Zeit im Herde verweilende Zinn.

Um eine sehr reine Zinnsorte zu erhalten, wurde früher in Cornwall[1]) vorher gewaschenes Seifenzinnerz in einem 16 Fuss hohen Sumpfofen von der Form eines Eisenhohofens verschmolzen, wobei aus Erz mit 75—77 % Zinn nur 66 % bei einem Verbrauch von 28 Cubikfuss Holzkohlen pro Ctr. Zinn ausgebracht wurden. Neuerdings verschmilzt man das Seifenzinn mit geringeren Kosten mit den reinsten Bergzinnerzsorten zusammen im Flammofen.

Am gebräuchlichsten zum Zinnerzschmelzen sind die Spuröfen (Bd. I. S. 437), welche zwar keine vortheilhafte Separation der geschmolzenen Massen gestatten und deshalb zinnreichere Schlacken liefern, aber vor den beiden vorhergehenden Constructionen den Vorzug haben, dass das reducirte Zinn sofort durch ein Auge in der Vorwand aus dem Bereiche der Gebläseluft geführt wird. Angestellten Versuchen zufolge gingen bei Tiegelöfen 5—6 %, bei Spuröfen 10—12 % Zinn in den Schlacken verloren, nachdem dieselben 3mal verschmolzen, endlich gepocht und verwaschen worden. Solche Spuröfen werden auf den sächsischen und böhmischen Hütten angewandt.

§. 147. Beispiele.

Sachsen. A. Auf der Hütte zu Altenberg[2]) in Sachsen wird Zinnzwitter (S. 739) mit $\frac{1}{3}$—$\frac{1}{2}$ % Zinn mürbe gebrannt

Erzaufbereitung. (S. 752), gepocht, auf Stossherden, Durchlassen und Kehrherden mehrmals geschlämmt (S. 753), geröstet (S. 755),

1) Karst., Metallurg. V, 33.

2) Karst., Arch. 1 R. VI, 358. — Winkler in: Erdm., J. f. ök. u. techn. Ch. IX, 381. — Ann. d. min. 1 sér. VIII, 499, 837; IX, 281, 463, 625; 2 sér. III, 177, 471. — Lampad., Handb. d. Hüttenk. II. Thl. 3. Bd. S. 54; 1 Suppl. S. 121; 2 Suppl. S. 219. — Lamp., Grundr. d. allgem. Hüttenkde. 1827. S. 425. — Lampad., Fortschr. 1839. S. 229. — Jahrb. f. d. sächs. B. u. Hm. 1830. S. 217, 221; 1836. S. 119. — Merbach, Anwend. d. erh. Gebläseluft. 1840. S. 247. — Sächs. Bergwerksztg. 1853. S. 162. — Bgwfd. XV, 740.

wismuthhaltiges Erz mit Salzsäure behandelt (S. 758) und nochmals auf Durchlass und Kehrherd gebracht, so dass die Erze 3mal gekehrt werden. Der Abgang vom ersten Kehren (Greise genannt) wird nochmals auf dem Stossherd bearbeitet; der vom zweiten Kehren, sogenanntes Schwarze, wird etwa 1 Jahr lang der Luft ausgesetzt, feingepocht und wieder auf Stossherd, Durchlass und Kehrherd gebracht; der Abgang von der dritten Kehrung wird nochmals gekehrt und der Rest wie das Schwarze behandelt.

Der schmelzwürdige Schlieg wird in kleinen Gefässen von $1\frac{1}{8}$—$1\frac{1}{4}$ Ctr. Inhalt mit 50—60 % Zinn vom Pochwerk zur Hütte geliefert.

Der Schmelzofen (Bd. I. S. 439. Taf. VIII. Fig. 201, 202) hat eine etwa um 9 Cent. geneigte Granitsohle *f* und die 0,1 M. über dem Sohlstein befindliche, mit Lehm ausgekleidete Form *g*, in welcher 2 Blasbalgdüsen von 0,4 M. Durchmesser liegen, dieselbe Neigung. Das in Lehm ausgeschnittene Auge *h* hat 0,10 M. Höhe, 0,05 M. untere und 0,03 M. obere Weite und liegt 0,08 M. über dem mit schwerem Gestübbe ausgeschlagenen Vorherd *i*, damit die aus dem Auge hervordringende Stichflamme das im Vorherde befindliche Zinn nicht oxydiren kann. Die Granit- oder Felsitporphyrsohle wird nicht mit Lehm überkleidet, das Futter besteht aus Felsitporphyr, die Vorwand aus Ziegeln. Ein Quarzgehalt macht sowohl den Gneiss, als den Felsitporphyr bei hoher Temperatur schmelzbar, weshalb man da, wo hohe Temperaturen erzeugt werden, quarzfreien Felsitporphyr verwendet. **Schmelzofen.**

Nachdem der Vorherd 24 Stunden abgewärmt, füllt man den Ofen allmälig mit Holzkohlen, lässt das Gebläse an und gibt die ersten Zinnsteinsätze. Der Zinnstein wird nur mit Erzschlacken (etwa $\frac{1}{2}$ Centner auf 2 Centner Schlieg) beschickt und von einem neben dem Ofen gelegenen, erhabenen Beschickungsplatze aus mittelst Schaufeln an die Ofenwangen geworfen. Die weichen Holzkohlen von $1\frac{1}{2}$—2 Cubikzoll Grösse werden vor dem Einbringen in den Ofen in einem hinter demselben gelegenen Wasserbassin von 1,5 M. Quadr. nassgemacht (S. 767). Die Qualität der Kohlen übt einen wesentlichen Einfluss auf den Prozess. **Schmelzen.**

[redacted]



Bei Koks verstopfte sich der Ofen und das Ausbringen sank; Holz und Torf [1]) lieferten nur wenig und unreines Zinn und die Productionskosten erhöhten sich beträchtlich. Bei heisser Luft [2]) entstand grösserer Zinnverlust und die Oefen wurden rascher zerstört. Man gibt etwa alle Viertelstunden Chargen von 50 Pfd. Schlieg und trägt so viel Kohlen hinzu, dass der Ofen nahezu immer voll bleibt. Die beiden Bälge machen bei normalem Gange in 1 Min. 9 Spiele. Man schmilzt mit dunkler Gicht und bald mit kurzer, bald ohne alle Nase, indem man in beiden Fällen Verlust hat, dessen Grösse schwer zu ermitteln ist, und zwar bei kurzer Nase dadurch, dass bei dem unruhigen Winde im verengten Schmelzraum oxydirtes Zinn aus dem Auge geblasen wird, bei Mangel der Nase aber aus der Gicht.

Als Hauptkennzeichen zur Beurtheilung des Schmelzens, welches erfahrene Arbeiter erfordert, gelten: die Farbe des aus dem Auge fliessenden Zinnes, das Leuchten der Kohlen vor der Form, das Aussehen des aus dem Auge hervortretenden Dampfes und der Schlackenfluss. Ein guter Ofengang wird durch gelbe Farbe der Kohlen, rothe Farbe des regelmässig ausfliessenden Zinnes und ruhiges Hervortreten eines hellblauen Dampfes characterisirt; weissglühende Farbe des ersteren deutet auf zu hohe Temperatur und verlangt einen höheren Satz, dunkler und dicker Dampf und nicht richtige Farbe von Zinn und Kohlen auf das Gegentheil. Zinn und Schlacken sondern sich im Vorherd; letztere werden abgehoben und über die Schleppe *o* in das Wasserbassin *r* geworfen, worauf man sofort das entblösste Zinn mit Kohlenlösch bedeckt. Je besser die Schlacken, um so leichter zerspringen sie im Wasser. Bei sehr reinen und reichen Schliegen sieht man im Schlackenlauf einen schwarzen Streifen von Zinnmetall und der Vorherd füllt sich schnell mit Zinn, welches gewöhnlich gleich auf den Pauschherd kommt und nur dann in den Stechherd abgelassen wird, wenn das Schliegschmelzen beendigt ist und das Schlackenverändern beginnen soll. Zuweilen schöpft

1) Merbach, Anwendung der erhitzten Gebläseluft. 1840. S. 260.
2) Ibid. S. 251.

man zu heisses Zinn mit Kellen aus dem Vorherd in den Stechherd, damit es die zum Pauschen erforderliche Temperatur erhält. Bleibt das Zinn längere Zeit im Stechherde stehen und ist dasselbe eisenhaltig, so scheidet sich eine Legirung von Eisen und Zinn (Härtlinge, Hartbruch) ab, welche auch in der Spur, auf der Herdsohle, vor der Form etc. Ansätze bildet und zu Zinnverlusten führt. Seitdem man die Schliege mit Salzsäure behandelt (S. 758), enthalten die Härtlinge nur noch wenig Eisen und werden unter dem Namen Ofenbrüche gepocht, gewaschen und der dabei erfolgende Schlieg beim Erzschmelzen wieder zugesetzt.

Die Campagnen dauern wegen Mangels an Erz gewöhnlich nur 3—4 Tage; man schmilzt in 24 Stunden 30—36 Ctr. Zinnstein auf 15 Ctr. Zinn[1]) durch und verbraucht auf 1 Ctr. Schlieg etwa 2 Scheffel und auf 1 Ctr. Zinn $1\frac{1}{2}$ Korb à $3\frac{1}{4}$ Scheffel Kohlen.

Nach LAMPADIUS[2]) beträgt der Gesammtzinnverlust beim sächsischen Zinnschmelzen 13—15%, wovon 8—9% verflüchtigt werden. Auf 100 Ctr. Schlieg müssen im Ganzen 50 Ctr. Zinn mit 60—70 Korb Kohlen erfolgen. Die Arbeiter erhalten für jeden Centner 3 Ngr., die Wäschsteiger dasselbe für jeden Centner Zinn als Gratification für gute Aufbereitung. Jährliche Production in Sachsen 3000 Ctr. Zinn, in Sachsen und Böhmen etwa 4000 Centner, oder $\frac{1}{30}$ so viel, als Cornwall producirt. Im Jahre 1860 sind in Sachsen 3118 Ctr. Zinn im Werthe von 135396 Thlr. producirt. Ausweis

Man erhält bei dem Schmelzen nachstehende Producte: Producte

1) Zinn.[3]) Dasselbe wird meist aus dem Vorherd, seltener aus dem Stechherd mit Löffeln auf das obere Ende des zur Seite liegenden Pauschherdes gegossen. Dieser besteht aus einer lehmüberzogenen, gereiften Eisenplatte von 1,1 M. Länge, 0,7 M. Breite, 0,04 M. Dicke und 35° Nei- Zinn.

1) Zinnausbringen: Freib. Jahrb. 1831. S. 206; 1832. S. 228; 1839. S. 25. — LAMPAD., Fortschr. 1839. S. 229.
2) LAMPAD., Fortschr. 1839. S. 229.
3) KERSTEN, chem. Zus. sächs. Zinnsorten und Prüfungsmethoden. Freib. Jahrb. 1848. S. 84. — B. u. h. Ztg. 1848. S 427.

[redacted]



gung und ist nach vorheriger Abwärmung 0,16 M. hoch mit glühenden Kohlen bedeckt. Zwischen diesen bleiben die strengflüssigen Unreinigkeiten (Saigerdörner, Zinnpausche, Zinnkörner) zurück, während das gereinigte Zinn auf der geneigten Sohle in einen mit Kohlen gefüllten gusseisernen Sumpf herabläuft. Dasselbe wird wiederholt aus einer gewissen Höhe zwischen die Kohlen gegossen, bis es rein geworden, worauf man nach beendigter Operation die Kohlen auf einen Haufen fegt und mit hölzernen Hämmern so lange beklopft, bis kein Zinn mehr herauskommt und nur Körner zurückbleiben, welche beim Schlackenverändern wieder zugesetzt werden.

Nachdem das Zinn so weit erkaltet ist, dass es eine spiegelhelle, bläuliche Oberfläche zeigt, wird es in Formen gegossen. Bei zu hoher Temperatur ausgekellt, nimmt die Oberfläche Regenbogenfarben, meist blaue, an und der Guss wird rothbrüchig; bei zu niedriger Temperatur ausgegossen, wird die Oberfläche matt und röthlich, Festigkeit und Glanz leiden und das Zinn ist kaltbrüchig und schwer zu strecken.

Durch öfteres Probenehmen sucht man die richtige Temperatur zu treffen und kühlt zu heisses Zinn wohl dadurch ab, dass man etwas davon auf eine Kupferplatte giesst und die erstarrten Stücke wieder ins Metallbad thut. Bei zu kühlem Zinn hält man dasselbe so lange mit glühenden Kohlen bedeckt, bis vom folgenden Pauschen wieder heisses Zinn hinzukommt.

Das hinreichend abgekühlte Zinn wird mittelst eiserner Löffel von 0,15 M. Weite und 0,2 M. Länge bis zur 0,015 M. breiten Schnauze zu Blöcken (Bancazinn), Stäben (Japanisches Zinn) und zu Platten (Ballenzinn) gegossen. Die Formen für Bancazinn sind 0,125 M. hoch, unten 0,34, oben 0,46 M. lang incl. 0,04 M. langer Griffe an den kurzen Seiten. Die mit einer Handhabe versehene gusseiserne Form zu Stäben (Stängeln) enthält sechs 0,5 M. lange, 0,1 M. breite und 0,005 M. tiefe Rinnen, welche mit Zinn gefüllt werden. Aus den Stäben formirt man Paquete und versendet sie in Gefässen von 5 und 2¼ Ctr. Inhalt. Ein solcher Stab kann an 74mal gebogen werden, ehe er bricht.

Behuf Herstellung des Ballenzinnes wird das Zinn, was viel Uebung erfordert, in dünnem Strahl auf eine geschliffene kupferne Platte (Schicht) von 1,4 M. Länge, 0,6 M. Breite und 0,008 M. Dicke zu etwa $1/2$ M. langen, $1 1/2$ Dec. breiten und $1/3$ Cent. dicken Platten gegossen, welche auf einer geneigten Rollbank zu Ballen zusammengerollt, mit hölzernen Hämmern zusammengeschlagen und als Rollenzinn in den Handel gebracht werden. Mit eisernen Hämmern macht man auf die noch nicht ganz kalten Ballen 4 Eindrücke, giesst in dieselben wenig flüssiges Zinn, thut etwas Talg hinzu und schlägt darauf 4 verschiedene Stempel. 18 Ballen wiegen 1 Ctr. (Analysen von Altenberger Zinn Bd. I. S. 718). Das sächsische Zinn steht hinsichtlich seiner Reinheit den besseren englischen Sorten nicht nach und enthält nur bis 0,1 % Wismuth.

2) Schlacken, in gut geflossenem Zustande graulich schwarz und bräunlich schwarz mit mehr oder weniger eingemengten Zinnkörnern und unzersetztem Zinnstein, im reinen Zustande von der Bd. I. S. 863 angegebenen Zusammensetzung. Die unreinsten Schlacken gibt man zum Zinnsteinschmelzen (S. 769), die übrig bleibenden werden hinter dem Zinnstein her für sich im Erzofen umgeschmolzen (verändert), wobei etwas mehr Kohlen aufgehen, als beim Erzschmelzen, und das Gebläse verstärkt wird. Die dabei fallenden, an Zinnkörnern weniger reichen Schlacken, als die Erzschlacken, werden nach der Abkühlung im Schlackensumpfe einem nochmaligen Umschmelzen [Schlackentreiben[1]] in einem kleineren Spurofen (Schlackentreibofen, Taf. VIII. Fig. 216) unterworfen. *a* vertikale Vorwand mit dem in Lehm ausgesparten Auge *b* von 0,22 M. Höhe und 0,07 M. Breite. *c* Gestübbesohle. *d* Vorherd, mit Gestübbe ausgeschlagen. *e* Form, 0,11 M. über der Gestübbesohle, mit 2 Blasbalgsdüsen. Schlacke

Da es bei diesem Schlackenschmelzen nur darauf ankommt, während einiger Stunden das in den Schlacken mechanisch eingemengte und nicht auch das verschlackte Zinn zu reduciren, so bedarf es nur niedriger Oefen, weil sich

1) Freiberg Jahrb. 1831. S. 151.

[redacted]



bei höhern Oefen viel Eisen aus der Schlacke reduciren würde. Da dies auch bei den niedrigen Oefen nicht völlig zu vermeiden ist und sich eisenhaltige Ansätze auf der Sohle bilden, so muss diese mit Gestübbe überkleidet werden. Das Gestübbe im Vorherd ist minder schwer, als beim Erzofen, damit die Schlacken weniger ankleben. Der Treibofen kann aus weniger feuerfestem Material hergestellt sein, als der Erzofen, weil die Campagnen nur 8 bis 12 Stunden dauern. Zur besseren Reinigung des Zinnes und zur Erzeugung einer dünnflüssigeren Schlacke gibt man beim Schlackentreiben stärkeren und stechenderen Wind und setzt gewöhnlich Saigerdörner, verwaschene Ofenbrüche, Flugstaub und sonstiges Gekrätz zu.

Nach dem Abwärmen des Herdes füllt man den Ofen mit Kohlen, lässt das Gebläse an, setzt an jede Seite einen Trog Schlacken und darauf 1 Füllfass trockne Kohlen (2 Eimer à 0,4 M. hoch und 0,2 M. weit Schlacken und 1 Pack à 5 Eimer Holzkohlen.) Wenn der Schlackenlauf gelbe Streifen zeigt, so muss wegen zu niedriger Temperatur an Schlacken abgebrochen werden. Die unreinen Augenschlacken gehen ins Treiben zurück; die reinen Schlacken, welche durch das Umschmelzen kieselerdereicher und zäher werden, werden im Schlackensumpf abgekühlt und abgesetzt, zuweilen gepocht und gewaschen, wobei Graupen und Pochschlämme erfolgen, die nach gehöriger Reinigung zum Schlackentreiben kommen.

Das Zinn giesst man aus dem Vorherd auf den Pauschherd, wobei ein reineres Abgangs- oder Schlackenzinn erfolgt, als das Erzzinn ist (Analysen von älterem Schlackenzinn: Bd. I. S. 718). In einem Treiben setzt man die Schlacken von 3 Erzschmelzungen durch. Es erfolgen von 100 Ctr. Zinnstein etwa 36 Ctr. erste Schlacken und 3–4 Centner Zinn aus den Schlacken. In Wasser abgekühlte Schlacken liefern mehr Zinn, als langsam erkaltete. Heisser Wind[1]) hat sich beim Schmelzen nicht bewährt, indem der Ofengang strenger wurde.

Man hat versucht, die Schlacken statt der Umschmel-

1) Merbach, Anwend. d. erhitzt. Gebläseluft. 1840. S. 259.

zung zu pochen und zu verwaschen, dabei aber die Erfahrung gemacht, dass die Zinnkörner beim Pochen dünne Plättchen geben, durchs Wasser weggeschwemmt werden, und so gerade viel von dem reinsten Zinn verloren geht.

3) Härtlinge, Hartbruch, Ofensauen von der Ofensohle und aus dem Vorherd (Aeltere Analysen Bd. I. S. 803), im Wesentlichen Legirungen von Eisen und Zinn, öfters mit geringen Mengen von Cu, Bi, Wo, Mo, As und C. Die beim Erzschmelzen fallenden Härtlinge sind seit Anwendung von Salzsäure zum Reinigen der Schliege eisenarm geworden und werden, wie bereits (S. 771) angegeben, nach vorheriger Aufbereitung beim Schliegschmelzen zugesetzt. Die Härtlinge vom Schlackentreiben enthalten aber noch 50—60 % Eisen. Sie werden in kleine Stücke zerschlagen, im Freien geröstet und bei Schlackentreiben consumirt. Härtling

Früher verschmolz man die zerkleinten und gerösteten Härtlinge mit Schlacken und Quarz in einem Krummofen, brauchte aber bei geringer Zinnausbeute viel Kohlen und erhielt sehr zinnreiche neue Härtlinge. Nach Roscher[1]) hat man versucht, die Härtlinge in einem Krummofen mit abwechselnden Schichten davon und 6—8 Zoll hohen Lagen Braunkohle während 12 Stunden vollständiger abzurösten und dann rasch abzukühlen, wobei Zinnkügelchen hervortraten. Beim Verschmelzen des Röstgutes im Krummofen gewann man ohne grosse Kosten mehr Zinn.

4) Geschur, Gekrätz und Flugstaub (Bd. I. S. 804) werden durch Pochen, Siebsetzen und Verwaschen aufbereitet und ins Scklackentreiben gegeben. Geschu

5) Saigerdörner (Analysen Bd. I. S. 804) kommen zum Schlackentreiben. Saigerdör

Die billigen Arbeitslöhne und die sehr sorgfältige Aufbereitung der Erze machen es möglich, dass das Altenberger Zinn mit dem englischen concurriren kann.

B. Zinngewinnung zu Schlaggenwald in Böhmen.[2]) Die im Gneuss vorkommende, etwa 1 % Zinn ent- Schlaggenwald.

1) Sächs. Bergwerksztg. 1854. S. 321.
2) B. u. h. Ztg. 1842. S. 98. — Bgwfd. XVII. No. 19. S. 274. — Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1853. No. 1. S. 190. — Oest.

[redacted]



haltenden Zinnzwitter sind hauptsächlich mit Wolfram, Arsen-, Eisen- und Kupferkies und Zinkblende verunreinigt. Dieselben werden, nachdem Wolfram durch Handscheidung möglichst entfernt, zu Sanden und Schlämmen gepocht, auf Schlämmgräben, Stossherden und leinwandbedeckten Waschherden zu Schlieg gezogen, welcher an 50 % Zinnoxyd enthält. Nach der Verröstung während 36—48 Stunden oder bei Kochsalzzusatz (S. 761) während 8 Stunden und nochmaligem Verwaschen wird der Schlieg mit 58 % Zinn (einer Behandlung mit Säuren bedarf es wegen fast gänzlich fehlenden Wismuthgehaltes nicht) in 8 Fuss hohen Krummöfen mit Holzkohlen und Schlacken verschmolzen. Man sticht alle $2\frac{1}{2}$ Stunden 2 Ctr. Zinn ab und erzeugte z. B. — die Campagnendauer richtet sich nach den Erzvorräthen — in 73 Stunden aus 50 Ctr. Erz mit 56 Kübeln à 10 Cubikfuss Holzkohlen 24 Ctr. Zinn. Das gepauschte Zinn kommt in Ballen à 2 Pfd. und in Stangen von 4—8mal geringerem Gewicht in den Handel und enthält wenig mehr, als $\frac{1}{2}$ % Kupfer und kaum Spuren von Eisen und Arsen. Die Rückstände vom Pauschen werden nochmals in irdenen Töpfen geschmolzen und die Masse mit grünen Reisern umgerührt, wobei noch ein Theil gutes Zinn gewonnen wird. Der Rest kommt zum Schachtofenschmelzen. Die Zinnproduction betrug im Jahre 1861 in Böhmen 1004 Ctr. und der Mittelpreis war pro Ctr. 93 fl. 74,6 kr.

Nach WALLACH haben die Zinnsorten von Schlaggenwald aus den Jahren 1851—1853 nachfolgende Zusammensetzung:

| | Rohzinn. | Handelszinn. | | |
|---|---|---|---|---|
| | Schlechteste Gattung. | feines. | mittelfeines. | ordin. |
| Sn | 95,339—94,924 | 99,55 | 98,78 | 97,050 |
| Cu | 2,726— 3,648 | 0,28 | 0,87 | 2,326 |
| Fe | 0,684— 0,762 | 0,17 | 0,35 | 0,642 |
| S u. As | Spr. | — | — | — |
| Abgang | 1,251— 0,660 | — | — | — |

Ztschr. 1857. S. 63. — Verwaltungsberichte der k. k. Berghauptmannschaften über den Oesterr. Bergbau pro 1858. Wien 1859. S. 182. — VOGELSANG in: Preuss. Ztschr. 1862. Bd. X, Hft. 3. S. 165.

Eine Zinnschlacke enthielt:

| $\ddot{Si}$ | $\ddot{W}o$ | $\ddot{F}e$ | $\ddot{S}n$ | $\bar{\bar{Al}}$ | $\ddot{M}n$ | $\dot{C}a$ | $\dot{M}g$ | Abgang |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 24,060 | 24,330 | 20,750 | 10,410 | 9,000 | 5,640 | 3,580 | 0,370 | 1,940 |

Einige vortheilhafte Umstände, darunter die verhältnissmässig grössere Reichhaltigkeit der Erze gegen die Altenberger, begünstigen den Erfolg der Zinngewinnung in Böhmen.

C. Zinngewinnung in der Bretagne. In der Bretagne kommt hauptsächlich zu Velleder[1]) Zinnstein auf Gängen und in Seifen im Granit mit Quarz, Brauneisenstein, Turmalin, Arsenkies etc. vor. Wolfram fehlt. Die Erze, namentlich das Seifenzinn, werden theilweise nach England exportirt, theils bei Velleder in 2 Schachtöfen von 4,65 Met. Höhe auf gutes Zinn verschmolzen, nachdem sie einer zweckmässigen Aufbereitung (in Schlämmgräben, Rührfässern oder Kieves und durch Klaubarbeit) unterworfen worden. Bretagne.

---

## Zweites Kapitel.

# Zinngewinnung in Flammöfen.

§. 148. Allgemeines. Die Zinngewinnung in Flammöfen, bei guten billigen Steinkohlen und reineren Erzen in Anwendung, zeigt auf den verschiedenen Hüttenwerken nur geringe Modificationen; auch haben die Flammöfen überall nahe dieselbe Construction, welche die Hervorbringung einer raschen und starken Hitze gestattet. Anwendbarkeit.

§. 149. Beispiele.

A. Zinngewinnung in Cornwall.[2]) Die im Killas mit Kupferkies, Kupferglanz, Arsenkies, Wolfram etc. Cornwall.

1) J. Huguenin, coup d'oeil sur la géologie du Morbihan. Paris 1862. p. 50.

2) Karst., Arch. 1 R. III, 98; VI, 347; XIII, 130. — Ann. d. min. 1 sér. IX, 827; X, 331, 401; XI, 207; 2 sér. VI, 3. — Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1853. No. 1. S. 190. — Bgwfd. II, 185; XV, 740. — B. u. h. Ztg. 1853. S. 163; 1862. S. 147, 415. — Oest. Ztschr. 1862. No. 26. — Geschichtliches: Schles. Wochenschr. 1861. No. 29. — Oest. Ztschr. 1862. No. 26. — Preuss. Ztschr. IX, 255. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 415.

[redacted]



Vorbereitung der Erze.

vorkommenden Zinnerze (S. 739) werden nach ihrer Reinheit in verschiedene Classen getheilt, durch Pochen und Schlämmen aufbereitet (S. 753), meist geröstet (S. 756) und unter Gewinnung von Cementkupfer wieder geschlämmt (S. 759), zuweilen auch noch durch einen chemischen Prozess von Wolfram befreit (S. 759). Vom Probiren (S. 743) und dem Ankauf der Erze nach dem Standard (S. 743) war bereits die Rede. Seifenzinnerz und die besten Bergzinnerzsorten werden gemeinschaftlich zur Darstellung des feinsten Zinnes benutzt, die minderen Sorten nach vorheriger Gattirung für sich verschmolzen. Die Gattirung enthält 60 bis 70 % Zinn und ausser cornischen Erzen häufig solche aus Australien und Peru.

Schmelzöfen.

Die Schmelzöfen (Taf. VIII. Fig. 214, 215) haben nachstehende Construction: *a* Schürloch. *b* Oeffnung zum Ableiten der Flamme während des Chargirens, um das Verstäuben zu vermindern. *c* Arbeitsöffnung. *d* Stich. *e* Stechherde. *f* Schlackenloch. *g* Luftcanal zur Abkühlung der Feuerbrücke. *h* mit Luft gefüllter Raum. *k* Fuchs. *l* Esse. *m* Nebenesse. *n* Rost. *p* Herd.

Schmelzen.

Eine Charge von 20 Ctr. Zinnstein mit 66 % Zinn wird mit 4—5 Ctr. magerer Reductions-Steinkohle meist für sich, zuweilen nur mit etwas Flussspath oder Kalkstein oder bei sehr strengem Fluss mit Kochsalz beschickt, innerhalb 6 bis 8 Stunden bei sehr hoher Temperatur eingeschmolzen, umgerührt, bei geschlossener Arbeitsthür wieder stark gefeuert, dann Kohlenklein auf die Oberfläche der Masse gestreut, die gefrittete Schlacke abgezogen, das Zinn in den Stechherd abgelassen und nach einiger Abkühlung in eiserne Formen gegossen oder bei den reinsten Zinnsorten noch flüssig in den Polkessel übergeschöpft. Bei einem Aufwande von 22—23 Ctr. Steinkohlen erhält man gewöhnlich 13—14 Ctr. Rohzinn, also gehen auf 1 Ton. Zinn 1¾ Ton. Steinkohlen. Beim Verschmelzen von Zinnschlieg mit 73 % Zinn erfolgen 66,5 %, so dass der Schmelzverlust 6,5 % ausmacht. Nach andern Angaben lieferten 57 Ton. rohes Haufwerk 1 Ton. schmelzbares Zinnerz, oder 1000 Wien. Ctr. rohes Erz 18 Ctr. Schlieg à 66 %, also 12 Ctr. Zinn, während die ana-

logen Ausbringen bei den sächsisch-böhmischen Zinnwerken unter der Hälfte obiger Ziffern stehen. Die Gestehungskosten pro Ctr. schmelzbares Zinnerz betragen 18 fl. pro Ctr. Zinn 27 fl. österr.

An Producten erfolgen: Producte.

1) Rohzinn. Solches von den reinsten Zinnerzen wird ohne Weiteres gepolt; unreinere, zu 3 Ctr. schweren Blöcken gegossene Sorten werden zuvor bei niedriger Temperatur im Erzofen oder in einem Flammofen mit zum Fuchse hin geneigter und dort eine Grube bildender Herdsohle gesaigert, wobei die strengflüssigeren Saigerdörner nach der Feuerbrücke zu auf dem Herde liegen bleiben. $6^1/_2$ Ton. Rohzinn werden mit etwa 42 Pfd. Steinkohlen in 20 Minuten eingeschmolzen. In das, in einen gusseisernen Kessel von 7—8 Tonnen Inhalt abgestochene gesaigerte Zinn ($6^1/_2$ Ton.) wird ein in ein Gerüst gespannter Holzblock von saftigem, harten Holz eingesenkt (Polen), wobei das Zinn hoch aufsprudelt und bei der fortwährend veränderten grossen Oberfläche fremde Bestandtheile Gelegenheit haben, sich zu oxydiren und als Poldreck abzuscheiden. Man setzt das Polen so lange fort, bis, nach Abzug der Krätze, das Zinn eine reine und glänzende Oberfläche erhält, und giesst es dann zu Blöcken aus. Eine Raffination von $6^1/_2$ Ton. Rohzinn dauert 5—7 Stunden, nämlich 1 Stunde das Füllen des Kessels, 3—5 das Polen und 1 das Setzenlassen und Ausschöpfen in die Formen. Die Blöcke aus der oberen Partie des Kessels sind reiner, als die unteren. Das beim früheren Verschmelzen der Seifenzinnerze in Schachtöfen (S. 768) erhaltene Zinn ist auf die Weise durch Polen gereinigt, dass man in das flüssige Metall nasse Holzkohlen mit eisernen Stäben 1—$1^1/_2$ Stunden lang untertauchte, die Masse sich dann kühlen liess, den Poldreck abnahm, das oberste Zinn für sich zu guten Blöcken goss und das Unterste nochmals im Schmelzofen durchsetzte. Zinn.

Je reiner das Zinn ist, um so reiner, glatter und glänzender ist die Oberfläche; bei minderer Qualität zeigt die sonst ebene und glänzende Oberfläche hier und da krystallinische Textur mit leichten Einsenkungen, welche bei den

[redacted]



schlechtesten Zinnsorten stärker werden, bei gleichzeitig gelblicher Farbe der Oberfläche.

Auf manchen Hütten stellt man nur zwei Zinnsorten in 3—3½ Ctr. schweren Barren und in kleinen Stangen, auf anderen drei Sorten dar, nämlich Körner- oder Färberzinn (*Grain* oder *Dye-Tin*) zur Darstellung von Chlorzinn für die Färberei und zu Staniol, feines Zinn (*Refined-Tin*) hauptsächlich zur Verzinnung von Eisenblech, zum Löthen etc. und gewöhnliches Zinn (*Common-Tin*) zu Legirungen etc. dar. Die erste und dritte Sorte kommen in Barren von verschiedener Grösse, das feine Zinn in grösseren Blöcken in den Handel. Aus der besten Sorte wird Körnerzinn in granulirtem, d. h. halbkrystallinischem Zustande dadurch hergestellt, dass man die Blöcke entweder in einem Bade von geschmolzenem Zinn bis zu einer gewissen Temperatur (100° C.) erhitzt und dann mit einem schweren Hammer zu Körnern zerschlägt, oder die Blöcke in einem grossen eisernen Kessel in einen breiigen Zustand versetzt, den Kessel vom Feuer nimmt und seinen Inhalt aus einer gewissen Höhe auf eine steinerne Tafel ausgiesst (Analysen von Zinn: Bd. I. S. 718).

Der Poldreck (S. 779) wird in eiserne Formen gethan und unter Einmengen von magerer Steinkohle im Flammofen erhitzt, aus der dabei erhaltenen, schön geschmolzenen schwarzen Schlacke mit etwa ½ % verschlacktem Zinnoxyd die wenigen mechanisch eingeschlossenen Zinnkörner ausgeklaubt und das erfolgende Zinn einige Zeit ruhig stehen gelassen. Dabei setzt sich häufig eine Antimon- oder Arsenspeise ab, deren Absonderung man zuweilen durch Zusatz von verzinnten Eisenblechschnitzeln beim Schmelzen befördert. Die Speise wird nochmals gesaigert und das erfolgende Zinn gepolt.

Die Saigerdörner (S. 779), welche z. B. 85,30 Sn, 13,72 Cu, 0,33 Fe und Zn und 0,61 As enthielten, werden mit den aufbereiteten Schlacken verschmolzen, oder man erhitzt dieselben im Saigerofen bis zum Schmelzen, sticht die Masse in einen kleinen Kessel ab und lässt sie einige Zeit ruhig stehen, worauf man die obere Schicht auskellt und

die erhaltenen Blöcke von Neuem saigert. Die untere Schicht wird nebst den Rückständen aus dem Flammofen abgesetzt.

2) Erzschlacken. Die an Zinnkörnern reichsten Schlacken, welche beim Abziehen vom Metallbade vor dem Abstechen erfolgen, komen zur nächsten Charge in den Flammofen, die ärmsten, etwa 3/4 des Ganzen, setzt man ab und die mittelreichen mit etwa 5 % mechanisch eingemengten Zinnkörnern werden gepocht, durch Verwaschen concentrirt [1]) und als sogenannte Prillons (*prills*) auf Schlackenzinn verschmolzen, indem man bei der nächsten Campagne zuerst die reichsten Schlacken von der vorhergehenden, dann Prillons verschmilzt und hierauf erst Erzeinsätze gibt, wenn der Ofen in die erforderliche Hitze gekommen ist. Schlacke

England lieferte im Jahre 1859 an 10,670 Tonnen Zinnerz à 66 % Zinn und 7100 Ton. Zinn. Die Zinnhütten liegen hauptsächlich zwischen Penzance und Truro in Cornwall, z. B. die Hütte von MITCHELL zu Calenik, von DAUBUS zu Cavedras und Treluswell, von ENTHOVEN zu Charlestown, von BOLITHO zu Angarrak und Chyandour, von WILLIAMS, HARVEY et Comp. zu Trethellan, Mellenear und Bissoe Bridge. Producti

1) B. u. h. Ztg. 1862. S. 147.

# VI. Quecksilber.

**Quecksilbererze.**

§. 150. Quecksilbererze. Die hauptsächlichsten Quecksilbererze sind:

**Zinnober.**

1) Zinnober, $\dot{Hg}$ mit 86,2 % Hg, jedoch nicht immer frei von geringen Beimengungen fremder Substanzen, als $\dot{Cu}$, $\bar{Fe}$, $\bar{Al}$ und erdigen Theilen; selten derb, gewöhnlich eingesprengt und angeflogen oder die Bergart in feinen Schnüren durchsetzend oder noch häufiger mit Bergart innig gemengt (Lebererz, Corallenerz, Branderz etc).

**Gediegenes Quecksilber.**

2) Gediegen Quecksilber, Hg, zuweilen etwas Gold und Silber [Californien[1])] enthaltend, kommt gemeinschaftlich mit dem Zinnober, aber immer nur in unbedeutenden Mengen vor.

**Fahlerze.**

3) Quecksilberhaltige Fahlerze ($\dot{Cu}$, $\dot{Fe}$, $\dot{Zn}$, $\dot{Hg})^4$ ($\dddot{Sb}$, $\dddot{As}$) mit 2—15 % Hg.

**Vorkommen des Zinnobers.**

Die Hauptlagerstätten[2]) der Quecksilbererze sind an Gebirgsarten gebunden, die dem älteren Steinkohlengebirge angehören (Zinnober zu Idria im Brandschiefer, zu Almaden im Thonschiefer, im Zweibrückschen im Sandstein des Kohlengebirges, gediegen Quecksilber zu Szalathna im Grauwackengebirge, quecksilberhaltige Fahlerze zu Altwasser bei Schmöllnitz im Thonschiefer). Es kommt

1) Berggeist. 1862. S. 341.

2) Vorkommen des Quecksilbers: B. u. h. Ztg. 1842. S. 114. — Karst., Metall. I, 533. — Oest. Ztschr. 1854. No. 24 u. 35. — Geschichtliches über die hauptsächlichsten Quecksilberbergwerke, ihre Production etc.: Otreschkoff in: B. u. h. Ztg. 1857. S. 377. — Muspratt-Stohmann's techn. Chem. III, 566.

indessen auch Zinnober im Grünstein (Siebenbürgen), in Californien[1]) in verschiedenen Gesteinen vor.

Mechanische Aufbereitung des Zinnobers.

Das meiste Quecksilber wird aus Zinnober gewonnen. Kommt derselbe derb vor, so trennt man ihn entweder durch Handscheidung vom tauben Gestein, oder gewinnt denselben durch Siebsetzen, Klauben, Nasspochen und Waschen als Graupen oder Schlieg [Idria[2])]. Ist der Zinnober in die Gebirgsart eingesprengt, so wird diese in kleine Stücke zerschlagen und direct auf Quecksilber verarbeitet. Dabei findet zwar ein grösserer Brennmaterialverbrauch statt, allein derselbe steht mit den Verlusten nicht im Verhältnisse, welche bei der vorherigen Aufbereitung der Erze stattfinden würden.

Das mit dem Zinnober vorkommende gediegene Quecksilber wird zuweilen schon in der Grube gesammelt, indem dasselbe bei der Gewinnung der Erze ausfliesst und sich in kleinen Sümpfen auf der Sohle ansammelt. Ein anderer Theil des Quecksilbers wird bei der Setz- und Klaubarbeit erhalten (Jungfernquecksilber); der grösste Theil desselben bleibt in kleinen Kügelchen in den Erzen und wird bei der metallurgischen Bearbeitung der letzteren mit gewonnen.

Seltenere Quecksilberverbindungen.

Wegen seltenen Vorkommens sind Selenquecksilber[3]), Selenquecksilberblei, Selenkupferquecksilber, Selenschwefelquecksilber, Quecksilberhornerz und Jodquecksilber hüttenmännisch nicht zu beachten.

## §. 151. Probiren der Quecksilbererze.

Proben auf trockenem Wege.

A. Proben auf trocknem Wege. Diese beruhen darauf, das schon freie oder durch Zuschläge (Eisen, Potasche, Soda, schwarzen Fluss, Kalk etc.) aus seinen Verbindungen frei zu machende Quecksilber in eisernen, thönernen oder gläsernen Retorten abzudestilliren, zu condensiren und aufzufangen. Bei zu hoher Temperatur sublimirt leicht unzersetztes Schwefelquecksilber. Alkalien[4]) zer-

1) Berggeist. 1862. No. 84.
2) B. u. h. Ztg. 1854. S. 359, 398.
3) Kerl in: B. u. h. Ztg. 1852. S. 803.
4) Berthier in: Karst., Arch. 1 R. XIX, 256.

legen den Zinnober leichter, als Eisen und Kalk. Die Resultate der Probe werden um so ungenauer, je ärmer das Erz ist. Nach GLOWACKY'S[1]) Versuchen geben Erze mit 1–4 % den Gehalt nur sehr entfernt an.

Proben für gediegen Quecksilber u. Amalgam.

1) Gediegen Quecksilber und Amalgame. Einige Loth Civilgewicht Probirgut werden ohne alle Zuschläge in einer gläsernen oder eisernen Retorte, deren Hals sich abschrauben lässt, anhaltend bei nicht zu hoher Temperatur erhitzt. Der Retortenhals mündet in eine theilweise mit Wasser angefüllte Vorlage (Kolben, Becherglas, Zuckerglas etc.) und ist mit einem feucht zu machenden Leinwand- oder Papierstreifen umwickelt, welcher in das stets kalt zu haltende Wasser der Vorlage eintaucht. Der Retortenhals selbst taucht eben ins Wasser ein. Als Vorlage wendet man auch wohl leinene nasse Säcke an, welche um das Ende des Retortenhalses gebunden sind und in Wasser eintauchen. Man muss die Retorte so anhaltend über Kohlenfeuer oder im Windofen erhitzen, dass das Innere derselben von der Hitze genügend durchdrungen wird. Bilden sich keine Quecksilbertropfen in der Vorlage mehr, so sucht man die im Halse der Retorte vorhandenen Tröpfchen durch

als schwarzer Fluss empfiehlt sich ein Zuschlag von 25 bis 50 % Eisenfeile oder 1/2 bis gleichem Gewichte Kalk (Idria), weil diese Substanzen den Zinnober nur bei höherer Temperatur, bei starker Rothgluth bis angehender Weissgluth, zerlegen, in Folge dessen leicht unzersetztes Schwefelquecksilber sublimirt. Je mehr der Quecksilbergehalt der Erze sinkt, desto ungenauer werden die Resultate. Bei 1—5 % Quecksilbergehalt entfernt sich der gefundene Gehalt von dem wirklichen schon bedeutend.

Weit genauere Resultate erhält man nach ROSE[1]), ERDMANN und MARCHAND[2]), wenn man nach Art einer organischen Analyse in das hintere zugeschmolzene Ende einer 1 1/2 Fuss langen und 4 Linien weiten Röhre von schwerschmelzigem Glase eine etwa 2 Zoll lange Magnesitlage bringt, davor eine Schicht wasserfreien Aetzkalk, dann das innige Gemenge von Erz mit überschüssigem gebrannten Kalk, dann nochmals Kalk, womit man den Mischungsmörser ausgespült, davor reinen Kalk und zu vorderst einen losen Asbestpfropf. Das zu einem stumpfen Winkel gebogene und ausgezogene andere Ende der Glasröhre taucht mit seiner Spitze eben in, in einem Kolben enthaltenes Wasser. Man erhitzt die Röhre von hinten nach vorn allmälig durch glühende Kohlen, wobei sich der entwickelte Quecksilberdampf im Wasser condensirt, schneidet zuletzt das gebogene Röhrenende ab und spült darin etwa haftendes Quecksilber in den Kolben. Nachdem der Inhalt des letzteren umgeschüttelt, dann einige Zeit stehen gelassen, so giesst man das klare Wasser ab, schüttet das Quecksilber in einen gewogenen Porzellantiegel, nimmt mit Löschpapier noch vorhandenes Wasser weg und trocknet nöthigenfalls noch unter einer Glocke über Schwefelsäure. Aus dem Magnesit entwickelt sich Kohlensäure, wodurch die Oxydation des Quecksilbers vermieden wird. Bei Anwendung eines Gemenges von doppeltkohlensaurem Natron und Kreide zu demselben Zwecke würde sich in Folge entwickelter Wasserdämpfe Schwefelwasserstoff bilden.

Modificationen.

1) POGG., Ann. Bd. 110. S. 546.
2) ERDM., J. f. pr. Chem. Bd. 31. S. 385.

Amalgame können nach KÖNIG[1]) auf dieselbe Weise behandelt werden.

Enthält der Zinnober Arsen oder Arsenverbindungen, so erhitzt man denselben nach BERTHIER[2]) in einer Retorte mit dem 4- bis 5fachen seines Gewichtes Glätte allmälig und nur mässig, wobei sich Quecksilber verflüchtigt, das Arsen aber in der zurückbleibenden schlackigen Masse zurückgehalten wird.

Auf Hüttenwerken, wo viel Quecksilberproben zu machen sind, wendet man kleine Flammöfen an, über deren Feuerungsraum das Erz in thönernen oder eisernen Retorten erhitzt wird, z. B. in Idria.[3])

**Proben für arme Zinnobererze.**

Sehr arme Zinnobererze werden nach BERTHIER[4]) auf die Weise probirt, dass man eine grössere Quantität davon mit Königswasser digerirt, filtrirt, das Filtrat zur Trockne dampft und die trockne, Quecksilberchlorid enthaltende Masse mit dem 3fachen Gewicht schwarzen Fluss in einer Glasretorte bei nicht zu hoher Temperatur erhitzt. Soll sich hierbei Quecksilberchlorid nicht unzersetzt verflüchtigen, so muss das Probirgut mit dem schwarzen Fluss sehr innig vermengt werden, am besten auf die Weise, dass man beide mit Wasser zusammenreibt und wieder trocknet.

**Werth der Proben.**

B. Maassanalytische Proben. Es sind eine Anzahl solcher Proben, z. B. von LIEBIG[5]), STRENG[6]), F. MOHR[7]), HEMPEL[8]) u. A. empfohlen, welche zum Theil genaue Resultate geben, aber meist keine allgemeine Anwendung zulassen, indem sie die Abwesenheit gewisser Metalle erfordern oder vor der gewöhnlichen Gewichtsbestimmung wegen ihrer Complicirtheit keine Vorzüge haben.

**SCHERER's Methode.**

Ein einfaches Verfahren von SCHERER[9]) besteht darin,

1) ERDM., J. f. pr. Chem. Bd. 70. S. 64.
2) Bgwfd. V, 127.
3) Ann. d. min. 1855. livr. 1. S. 31. — BODEMANN-KERL's Probirk. 1857. Taf. III. Fig. 38—40.
4) Bgwfd. VII, 430.
5) Ann. d. Chem. u. Pharm. Bd. 85. S. 289, 307.
6) POGG., Ann. Bd. 92. S. 73.
7) Lehrb. d. Titrirmethode. II, 62.
8) Ann. d. Chem. u. Pharm. Bd. 110. S. 176.
9) Dessen Lehrb. d. Chemie. I, 511.

dass man die Quecksilberoxydul enthaltende, hinreichend verdünnte Lösung gelinde erwärmt und in Zwischenräumen titrirte Lösung von unterschwefligsaurem Natron unter tüchtigem Schütteln so lange hinzufügt, bis kein brauner Niederschlag von Quecksilbersulfür mehr entsteht, welcher sich gut und schnell absetzt ($\dot{\text{Hg}}\,\ddot{\ddot{\text{N}}} + \dot{\text{Na}}\,\ddot{\text{S}} = \text{Hg} + \dot{\text{Na}}\,\ddot{\bar{\text{S}}} + \ddot{\ddot{\text{N}}}$). Sind im Liter Lösung 12,4 Gramm Natronsalz ($\dot{\text{Na}}\,\ddot{\text{S}} + 5$ aq.) enthalten, so entsprechen 10 C. C. der Lösung mit 0,124 Grm. Salz 0,208 Grm. Quecksilberoxydul oder 0,200 Grm. Quecksilber.

Andere, das Natronsalz zersetzende Metalle müssen abwesend sein.

§. 152. Quecksilbergewinnungsmethoden. Bei der Gewinnung des Quecksilbers aus Zinnober (welche hier allein näher betrachtet werden soll) kommt es auf die Abscheidung des Schwefels und die bei 360° C. erfolgende Destillation des frei gemachten metallischen Quecksilbers an. Die Abscheidung des Schwefels kann geschehen durch Röstung, wobei sich derselbe in schweflige Säure verwandelt ($\text{Hg S} + 2\ \text{O} = \text{Hg} + \ddot{\text{S}}$) und das Quecksilber unoxydirt sich verflüchtigt, oder durch Zuschläge (Kalk, Eisenhammerschlag etc.). Enthalten die Erze Kalk, so wirkt dieser bei der Röstung auch zerlegend ($4\ \dot{\text{Hg}} + 4\ \dot{\text{Ca}} = 4\ \text{Hg} + 3\ \dot{\text{Ca}} + \dot{\text{Ca}}\,\dddot{\text{S}}$). Ausser durch Anwendung dieser verschiedenen Mittel zur Isolirung des Quecksilbers aus Zinnober unterscheiden sich die an verschiedenen Orten ausgeführten Quecksilbergewinnungsmethoden noch durch Anwendung verschieden construirter Destillirvorrichtungen (Stadeln, Schachtöfen, Flammöfen, Gefässöfen) und Condensatoren für die Quecksilberdämpfe (Aludeln, thönerne Vorlagen, gemauerte Kammern, eiserne und hölzerne Röhren etc.). Chemische Vorgänge.

Die Auswahl der Destillirapparate hängt hauptsächlich von der Reichhaltigkeit und Korngrösse des Erzes, von der Grösse der Production, den localen Materialpreisen, dem Einfluss der Dämpfe auf Arbeiter und Vegetation der Umgegend etc. ab, wonach man bei geringen Productionen, reichen Erzen und billigen Materialpreisen meist Gefässöfen Destillirvorrichtungen.

(Galeerenöfen), bei grösseren Productionen und Erzen in Bruchstücken Schachtöfen und bei Erzklein Flammöfen wählt, neuerdings aber vortheilhaft zu Stöckeln geformte Schliege auch in Schachtöfen behandelt. Die Gefässöfen pflegen das grösste Metallausbringen zu geben. Stadeln kommen in seltenen Fällen nur da zur Anwendung, wo man beim Rösten von Fahlerzen Quecksilber als Nebenproduct gewinnt. Neuere Bestrebungen sind mit Erfolg besonders darauf gerichtet gewesen, den Betrieb der Quecksilberöfen continuirlich zu machen.

Was die Condensatoren betrifft, so sind Kammern wirksamer, als blosse Thonröhren (Aludeln), erstere aber neuerdings vortheilhaft durch mittelst Wassers gekühlte gusseiserne und hölzerne Röhren ersetzt. Wesentlich ist, besonders bei Anwendung von Gefässöfen, dass die Grösse der Condensationsräume mit der Menge der in einer gewissen Zeit entwickelten Quecksilberdämpfe, also mit der Grösse der Erzchargen und deren Metallgehalt in Verhältniss steht. Nach MOHR[1]) nehmen 100 österr. Pfund Quecksilber in Dampfform einen Raum von 460 österr. Cubikfuss ein.

Classification der Quecksilbergewinnungsmethoden.

Die Quecksilbergewinnungsmethoden lassen sich nach Vorstehendem in folgende Unterabtheilungen bringen:

I. Abtheilung. Zerlegung des Schwefelquecksilbers durch Röstung.

1. Abschnitt. In Stadeln. Quecksilberhaltige Fahlerze in Ungarn.

2. Abschnitt. In Schachtöfen für Erzbruchstücke.

1. Kapitel. Schachtöfen mit unterbrochenem Betrieb.

A. Condensation der Quecksilberdämpfe in röhrenartig zusammengefügten Thongefässen (Aludeln). BUSTAMENTE's Ofen zu Almaden in Spanien.

B. Condensation der Quecksilberdämpfe in gemauerten Kammern. Aelteres Verfahren zu Idria, neueres Verfahren zu Almaden; theilweises Verfahren auf Neu-Almaden-Grube in

1) Oest. Ztschr. 1856. S. 397.

Californien in liegenden Schachtöfen (Ziegelöfen).

2. Kapitel. Schachtöfen mit continuirlichem Betrieb. (Oefen von COSSIGNY und HÄHNER).

A. Condensation der Quecksilberdämpfe in Kammern. Idria in Illyrien, Castellazzara und Ripa in Toskana.

B. Condensation der Quecksilberdämpfe in hölzernen Röhren (Vallalta in den Venetianischen Alpen mit zu Stöckeln geformtem Erzschlieg) oder in gemauerten Canälen bei Wasserzufluss (Pionir-Mine in Californien).

3. Abschnitt. In Flammöfen mit gusseisernen Condensationsröhren für Erzklein und Schlieg. Idria, älteres Verfahren zu Vallalta.

II. Abtheilung. Zerlegung des Schwefelquecksilbers in geschlossenen Räumen mittelst Zuschlägen von Kalk oder Eisenhammerschlag.

1. Abschnitt. In Oefen mit unterbrochenem Betrieb.

1. Kapitel. Gefässofen mit horizontalen festliegenden Retorten, Galeerenöfen (Aelteres Verfahren im Zweibrück'schen und zu Zalathna in Siebenbürgen, Californien).

2. Kapitel. Gefässofen mit horizontalen rotirenden Retorten (Enriqueta-Mine in Californien).

3. Kapitel. Gefässöfen mit stehenden Retorten (Californien).

4. Kapitel. Glockenöfen (Horzowitz in Böhmen).

2. Abschnitt. In Oefen mit continuirlichem Betrieb (URE's Ofen). Aelteres Verfahren zu Ripa in Toskana, neueres Verfahren im Zweibrück'schen und zu Zalathna.

Bei der Quecksilbergewinnung erfolgen nachstehende Producte: Producte von der Quecksilberdestillation.

1) Metallisches Quecksilber[1]), welches zur Entfernung mechanischer Beimengungen durch feuchte Lein- Quecksilber.

1) Ueber Quecksilberhandel, Preise des Quecksilbers etc.: B. u. h. Ztg. 1857. S. 377; 1861. S. 316.

[redacted]



wand oder feines Leder gepresst oder nochmals destillirt wird. Alsdann kann aber das Quecksilber noch Blei, Wismuth, Zink, Zinn, Quecksilberoxyd etc. enthalten, welche Körper sich nur durch chemische Mittel (z. B. Säuren) entfernen lassen.

Der Transport des Quecksilbers geschieht entweder in doppelten — aus einem zusammengeschlagenen, sämisch gegerbten Hammelfell hergestellten — Beuteln, welche in Fässchen eingepackt werden, oder, wie in Spanien und sonst, in schmiedeeisernen zugeschrobenen Flaschen von 76 Pfd. Inhalt. Von China aus ist dasselbe in mit Harz verschlossenen Bambusstäben von 1 Fuss Länge, 3 Zoll Weite und 29 Pfd. Inhalt in den Handel gekommen.

**Stupp.** 2) Quecksilberschwarz, Quecksilberruss oder Stupp (Bd. I. S. 731), Ansätze an den Wänden der Condensationskammern oder der Retorten, ein inniges Gemenge von fein zertheiltem (zerschlagenem) Quecksilber, Schwefelquecksilber, Quecksilberoxyd, Chlorquecksilber, flüchtigem Oel, Idrialin[1]), Russ etc., welches im feuchten Zustande durch Drücken mit einer Krücke, auch wohl bei einem Zusatz von Asche, vom metallischen Quecksilber befreit und dann zur Beschickung gegeben oder in einem eigenen Ofen (Idria) zugutegemacht wird.

**Rückstände.** 3) Rückstände, welche Thon, Kalk etc. enthalten und abgesetzt werden, wenn sie hinreichend arm sind.

**Quecksilberproduction.** Die Quecksilberproduction der ganzen Erde betrug im Jahre 1861 an 6,100,000 Pfund, wovon 250,000 Pfund auf Deutschland, Oesterreich und Frankreich, 2,000,000 Pfd. auf Almaden in Spanien, 300,000 Pfd. auf Huancavelica in Peru und 3,550,000 Pfd. auf Californien kommen. Der jährliche Verbrauch beträgt 5,100,000 Pfd. zur Silber- und Goldproduction, zur Zinnober- und Spiegelfabrikation, zu Farben etc.[2])

1) B. u. h. Ztg. 1854. S. 402.
2) Berggeist. 1862. S. 342.

## I. Abschnitt.

## Gewinnung von Quecksilber durch Röstung Schwefelquecksilber enthaltender Erze.

§. 153. Allgemeines. Diese Methode zeichnet sich vor der nachfolgenden, wo man die Erze mit Zuschlägen in abgeschlossenen Räumen behandelt, durch Wohlfeilheit und einen geringeren Aufwand an Zeit und Brennmaterial aus, indem die Zersetzung der Erze durch den atmosphärischen Sauerstoff bei unmittelbarer Einwirkung der Flamme vollständiger geschieht. Dagegen geht die Abkühlung der Quecksilberdämpfe schwieriger von statten, weil dieselben gleichzeitig mit glühenden Gasarten in die Condensationsräume treten, wodurch ein bedeutender Luftzug entsteht und viel Quecksilber verflüchtigt werden kann, wenn man nicht umfangreiche und zweckmässig eingerichtete Condensatoren anwendet. **Anwendbarkeit.**

Als solche sind grosse gemauerte, trockene oder von aussen mit kaltem Wasser gekühlte Kammern (Idria, Almaden, Californien, Ripa), in die auch wohl kaltes Wasser in Strahlen eintritt (Castellazzara), oder Canäle, in welche Wasser einfliesst (Pionir-Mine in Californien), den röhrenförmig zusammengefügten Thongefässen (Aludeln) vorzuziehen (Almåden), anstatt der Kammern aber, deren poröse Wände beträchtliche Mengen von Quecksilber einsaugen, neuerdings von kaltem Wasser umströmte gusseiserne, mit Condensationskammern und einer Esse in Verbindung stehende Röhren als noch wirksamer in Anwendung gebracht (Idria). Zu Vallalta hat TOME[2]) die von der schwefligen Säure rasch zerstört werdenden gusseisernen Röhren mit Vortheil durch hölzerne ersetzt, welche ausser ihrer grösseren Dauer und Billigkeit eine bequemere Ausräumung des Stupps durch auf dem Rücken und auch an andern Stellen angebrachte kleine Thüren gestatten. Ferner ist der Stupp frei von Eisenrost und der Gesundheitszustand der Arbeiter gewinnt wesentlich, da sich **Condensatoren.**

---

1) B. u. h. Ztg. 1854. S. 357.
2) Oest. Ztg. 1862. S. 197.

die Stuppquantitäten und die damit verbundenen Separationsarbeiten vermindern, auch die Arbeiter beim Ausräumen des Stuppes durch die kleinen Thüren frische Luft athmen.[1])

Bei den älteren Condensationskammern ist man mit der Quecksilbererzeugung hauptsächlich auf die Wintermonate angewiesen, um übermässige Verluste und eine zu nachtheilige Einwirkung der Dämpfe auf die Vegetation zu verhüten. Kommen bei solchen Condensatoren kalkreiche Erze zur Röstung, so kann die sich in reichlicher Menge entwickelnde Kohlensäure dadurch den Zug hemmen und den Prozess in die Länge ziehen, dass sie sich in der letzten Condensationskammer anhäuft und wegen ihrer Schwere nicht durch die Esse auszieht. In solchem Falle bringt man am Fusse der Esse einen ins Freie mündenden, mit einem Schieber versehenen Canal an, durch welchen die Säure entweichen kann (Castellazzara).

**Ofenconstructionen.** Hinsichtlich der Ofenconstruction und der Arbeit darin unterscheidet man:

1) Oefen mit unterbrochenem Betriebe, welche nach jedem Brande erkalten müssen, bevor sie ausgeräumt und wieder geladen werden können. Dieselben erfordern einen bedeutenden Zeit- und Brennmaterialaufwand und erhalten bei der stets wechselnden Ausdehnung und Zusammenziehung der Ofenwände leicht Risse, in Folge dessen viel Quecksilberdämpfe entweichen und sowohl auf die Arbeiter, als auch auf die benachbarte Vegetation schädlich influiren. Kommen dazu noch gemauerte Condensationskammern, deren Wände viel Quecksilber absorbiren, so sind die Verluste an letzterem sehr gross. So bringt man z. B. auf der Neu-Almaden-Grube in Californien von Erzen mit 40 % Quecksilber höchstens nur 25 % aus; mehr als 20 % gehen gasförmig verloren. Die hierher gehörigen Oefen sind entweder gewöhnliche Schachtöfen mit einem Rost im unteren Ofentheil (Almaden, ältere Leopoldi-Oefen in Idria) oder den Ziegelöfen ähnliche Oefen mit seitlicher Feuerung

1) Ueber die Mercurialkrankheiten der Hüttenarbeiter: B. u. h. Ztg. 1861. S. 426. — Döbereiner, die Lehre von den giftigen und explosiven Stoffen. Dessau 1858. S. 161. — Aufnahme des Quecksilbers in den Körper: Ann. d. Chem. u. Pharm. Bd. 104. S. 341.

(Neu-Almaden in Californien), bei welchen letzteren die vom Roste entferntesten Erze weniger vollständig zersetzt werden, als die denselben näher befindlichen.

2) Oefen mit continuirlichem Betriebe, bei welchen oben erwähnte Uebelstände zum grossen Theil wegfallen, wenn zweckmässige Condensatoren vorhanden sind.

Man unterscheidet:

a) Schachtöfen für Erze in grösseren Bruchstükken. Einen solchen, 4 M. hohen, mit einem beweglichen Rost versehenen und im Querschnitt rechteckigen Ofen mit gemauerten Condensationskammern construirte DE COSSIGNY[1]) zuerst zu Ripa, welchen dann HÄHNER[2]), Eigenthümer einer benachbarten Hütte, verbesserte, ihm namentlich eine kreisförmige Gestalt gab und damit gegen das alte System wesentliche Vortheile erreichte. Solche Oefen sind z. B. zu Ripa[3]) und Castellazzara[4]) in Toskana, zu Idria[5]), auf Pionir-Mine in Californien[6]) etc. mit Vortheil für reichere Erzbruchstücke in Anwendung.

b) Flammöfen für armes Erzklein und Schliege, — welche sich im Schachtöfen zu dicht aufeinanderlegen, so dass der für die Verbrennung erforderliche Luftzug gehemmt wird, — hat man zuerst in Idria mit continuirlichem Betriebe (Albertiöfen) eingeführt und diese auch anfangs (1856) zu Vallalta[8]) angewandt. Der grosse Aufwand an Holz, verbunden mit den steigenden Holzpreisen, war am letzteren Orte die Veranlassung, den Schlieg von Quadratcentimeter-Korngrösse mit vitriolischer Lauge, welche aus dem Condensationsapparat abfliesst, ähnlich wie zu Agordo (S. 619) Kupferkiesschliege, zu Stöckeln zu formen, und diese für

1) Bullet. de la société de l'industrie minérale. St. Etienne. Tom. II. p. 393.
2) Bulletin c. l. p. 393.
3) Ibid. p. 393.
4) Ibid. p. 301.
5) B. u. h. Ztg. 1854. S. 419.
6) Berggeist. 1862. S. 341.
7) B. u. h. Ztg. 1854. S. 403.
8) Oest. Ztschr. 1862. S. 195.

... die ...

Beim Stadel...
Quecksilber (Un...

§. 154. Be...
nung in Stadel...

Ungarn.

In Ungarn kom...
Szlana [2]), Altwa...
vor, bei deren Ve...
man etwas Quecks...
ders quecksilberhal...
Fahlerze [1]), welche...
und zu Altwasse...

| | Cu | Fe |
|---|---|---|
| 1. | 36,39 | 7,11 |
| 2. | 34,23 | 9,46 |
| 3. | 30,58 | 1,46 |
| 4. | 32,80 | 5,85 |
| 5. | 39,04, | 7,38 |

entsprechend (Ḣg, Ṗ...
(S̈b, Äs, B̈i).

Auf die Sohle ...
hohen, in 6 bis 8″ E...
14″ langen Zügen ve...
gestürzt, darüber die...

quecksilberhaltigen Erzen erfolgten Abfälle und über beide Holz und Kohlen in solchem Verhältniss gelagert, dass auf 1 Klafter Holz 2,5 Maass à 10 Cubikfuss Kohlen kommen. In der Mitte der Holzlage bildet man in Abständen von 12 Fuss durch Zusammenstellen von Holzscheiten dreieckige Schächte. Auf das Holz kommt das bei der frühern Röstung als Decke gebrauchte, vom Feuer nicht angegriffene ordinaire, mittlere und beste Erz 3—5" hoch, darauf schon gebrannte Schliege in Form eines 2' breiten und 6" dicken Streifens an der Mauer herum, um einen zu starken Luftzug zu verringern. Die Mitte wird auf ebenfalls etwa 6" Höhe mit ärmern frischen Erzen ausgefüllt. Dann wird der ganze Haufen mit mittlerem und bestem Erz in der Weise bestürzt, dass dasselbe am Rande noch 4" über den Mauern hervorsteht, nach der Mitte zu aber abfällt.

Nachdem die Röste durch die Schächte mit glühenden Kohlen angezündet und letztere sodann mit Kohlenklein vollgefüllt worden, beginnt die Zersetzung der Schwefelungen; Quecksilberdämpfe steigen auf und condensiren sich zu Tröpfchen in den höheren Erzschichten. Sobald die obersten Lagen des Erzhaufens stellenweise warm werden oder gar Quecksilberdämpfe entweichen, bestürzt man die betreffenden Stellen sogleich mit frischem Erze und eingesunkene Stellen gleicht man mit Graupen wieder aus. Nach 3 Wochen ist die Röstung beendigt. Die oberen quecksilberreichen Schichten werden mit eisernen Schaufeln behutsam abgehoben, in kupferne Rätter geworfen und in einer mit Wasser gefüllten Bütte abgewaschen, wobei sich das Quecksilber von den gröberen Erztheilen trennt und mit dem Schlieg durch den Rätter in die Bütte fällt. Das auf dem Rätter zurückbleibende Erz kommt nochmals zur Röstung, der Schlieg wird in kleinen Partien aus der Bütte genommen und mit Wasser in eigenen Gefässen über einer Bütte gebeutelt, wodurch sich das Quecksilber in grössern Massen vereinigt und so von dem in die nächste Röstung gehenden Schlieg abgegossen werden kann. Man bewahrt das Quecksilber bis zur Versendung in kupfernen Gefässen auf.

Man hebt die Erze soweit ab, bis man keine Spuren

[redacted]



von Quecksilber mehr wahrnimmt; die zu unterst befindlichen, zweimal gerösteten Erze werden zur Gewinnung ihres Silber- und Kupfergehaltes an die Roharbeit (S. 553) abgegeben. Ueber die Bildung von Calomelkrystallen siehe Bd. I. S. 604.

Es erfolgten von 32494 Ctr. Erz, in denen nach der Probe 498 Ctr. 91,5 Pfd. Quecksilber enthalten waren, 436½ Ctr. Quecksilber mit 779,5 Maass Kohlen und 350,5 Klafter Holz. Ungarn lieferte in 1861 an 643 Ctr. Quecksilber als Nebenproduct beim Rösten von Fahlerzen. Die Gewinnung desselben ist noch bei ¼ % Gehalt lohnend.

§. 155. **Beispiele für die Quecksilbergewinnung in Schachtöfen mit unterbrochenem Betriebe.**

Idria. A. **Aelteres Verfahren zu Idria**[1]) **in Illyrien im Leopoldi-Schachtofen.** Das in einem bituminösen Mergelschiefer vorkommende Zinnobererz[2]) wird in grobes Erz und in Erzklein getrennt. Zu den groben Erzen rechnet man solche, welche die Grösse einer Erbse überschreiten und bei der Handscheidung, beim Klauben oder Siebsetzen erhalten sind und einen Gehalt von 1—40% Quecksilber besitzen. Bei letzterem Gehalt nennt man das Erz Reich- oder Stufferz. Erzklein und Schliege mit einem Gehalt von 7—32 % Quecksilber erfolgen beim Siebsetzen und Schlämmen.

Die zur Anwendung kommenden Leopoldis-Schachtöfen (Taf. VIII. Fig. 219) sind durch zwei oder drei mehr oder weniger convexe, rostartig durchbrochene Gewölbe *a* (Kreuze) in mehrere Etagen getheilt und dienen zur Aufnahme der

1) Ferber, Beschreibung des Quecksilberbergwerks zu Idria. Berlin 1774. Muche, Anleitung zur Kenntniss des Quecksilberbergwerks zu Idria. Wien 1780. — Karsten, üb. die Gewinnung d. Quecksilbers in Idria: Metallurg. Reise. Halle 1821. — Karsten, Met. IV, 300. — Huyot in: Ann. d. min. 1 livr. de 1854. p. 33, übersetzt in: B. u. h. Ztg. 1854. Nr. 44. — Hitzinger, das Quecksilberbergwerk zu Idria von seinem Beginn bis zur Gegenwart. Laibach 1860.

2) v. Cotta's Erzlagerst. II, 348. — Leonh., Hüttenerzeugn. 1858. S. 86. — Analyse der Gesteine der Idrian. Quecksilberlagerstätte nach Ferientsik: Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1857. S. 761.

Erze und Schliege. Die groben Erze stürzt man direct durch Seitenthüren auf die untern Kreuze und zwar die gröbsten und ärmsten Stücke gewölbeartig zu unterst, auf das oben mehr flache Kreuz dagegen stellt man Erzklein und Schliege, Stupp etc. mit bisweilen 62 % Quecksilber in thönernen oder gusseisernen Schüsseln (Casetten) von 10 Zoll Durchmesser und $2\frac{1}{2}$ Zoll Tiefe in gehörigen Zwischenräumen mauerartig übereinander. Unter dem untersten Kreuze brennt Holz. Die oberste Etage ist mit einem Gewölbe geschlossen und jede Etage mit zwei Canälen *d* verbunden, durch welche die Quecksilberdämpfe in 7 massive, mit Kalkmörtel überzogene Condensationskammern *e* treten. Die Sohle derselben besteht aus festgestampftem Thon in Form zweier gegen einander geneigter Ebenen, von welchen das Quecksilber in einer steinernen Rinne in ein Reservoir abfliesst. Nach dem Füllen des Ofens werden alle Oeffnungen verschlossen und lutirt, und mittelst Buchenholzfeuerung in *c* die Temperatur allmälig bis zur Dunkelrothgluth des obersten Kreuzes gesteigert, welcher Zeitpunct, durch verschliessbare Spähelöcher in der Vorwand zu beobachten, in 12—15 Stunden eintritt.

Ein Brand kann in 7 Tagen vollendet sein, von denen einer zum Eintragen und Feuern, 3 zur Destillation und 3 zum Abkühlen gerechnet werden. Am vierten Tage wird von den Kreuzen ein Theil des Rückstandes ausgezogen, probirt und bei hinreichender Armuth der unhaltige Rückstand ausgeladen und über die Halde gestürzt, der noch Quecksilber enthaltende aber beim nächsten Brande wieder zugesetzt. Nach 3 Tagen ist der Ofen zum Wiederbesetzen hinreichend erkaltet.

Der mittlere Gehalt der in diesen Oefen behandelten Erze beträgt 3,26 %, wovon 2,36 % wieder erhalten werden. 100 Kilogr. Erz zu verarbeiten kosten 1,30 Francs und die Darstellung von 1 Kilogr. Quecksilber 0,54 Francs.

Man behandelt auch wohl die Erze und Schliege, jede für sich, in einem Ofen. Ein Schliegofen (Franz-Ofen genannt) mit 3 Etagen fasst 1800 Casetten, jede mit 40 Pfd. Schlieg besetzt. Davon erfolgen, bei einem Aufwand von $1\frac{1}{2}$ Klft. Holz à 144 Cubikfuss, 85—90 % Quecksilber, so

[redacted]



dass 6—7 % davon ausgebracht werden. Neuerdings werden die gröbern Erze in Schachtöfen mit continuirlichem Betriebe (Hähneröfen, S. 801) und das Erzklein in ALBERTI'schen Flammöfen (S. 805) behandelt. — Die Quecksilberproduction in Idria betrug im Jahre 1861 4006 Ctr.

Almaden. B. Verfahren zu Almaden[1]) in Spanien. Das Zinnobererz[2]) kommt hier in einem 18 — 60 Fuss mächtigen Gange mit Kalkspath und Quarz im Thonschiefer vor. Die Erze liefern bei der Unvollkommenheit der Destillationsprozesse durchschnittlich nur $^1/_4$—$^1/_3$ des Metallgehaltes.

Zur Quecksilbergewinnung dienen zweierlei Apparate, nämlich:

1) Aludelöfen, von JUAN ALONSO BUSTAMENTE 1646 von Huancavelica in Peru eingeführt und danach Bustamente-Oefen genannt (Bd. I. S. 551. Taf. XIII. Fig. 329). Der 6 Fuss weite und 25 — 30 Fuss hohe cylindrische Schacht ist durch einen Gitterrost *b* in den Erzraum *c* und den Feuerungsraum *a* getheilt. In der Höhe des Rostes befindet sich die Eintrageöffnung, an der Sohle die Schüröffnung. Die Quecksilberdämpfe treten unter der Ofenkuppel an der einen Seite durch sechs 1 Fuss hohe und 4 Zoll breite Fuchsöffnungen je 3 in eine kleine Condensationskammer. Jede der beiden Kammern hat 6 ähnliche Füchse auf der den anderen Füchsen entgegengesetzten Seite, welche mit in einander gesteckten und mit angefeuchteter Asche verdichteten, birnförmigen Thongefässen (Aludeles) von 18 Zoll Länge, 10 Zoll Weite im Bauche und 6 Zoll Weite an den Mündungen communiciren. Die Aludeln *d*, jede mit einem kleinen Loche im Bauche, liegen reihenweise in Rinnen auf dem aus Ziegeln hergestellten Aludelplan, welcher auf etwa 15 Fuss geneigt ist, dann wieder ansteigt, und münden je 2 in eine sehr weite, oben bis auf zwei kleine Oeffnungen *g* verschlossene Esse *e*. Am tiefsten Puncte des Aludel-

1) WILLKOM im: Polyt. Centr. 1849. S. 357. B. u. h. Ztg. 1849. S. 311; Bgwfd. XIII, 72. — LE PLAY in: Ann. d. min. 3 sér. V, 196; VI, 362. Bgwfd. V, 560. B. u. h. Ztg. 1842. S. 939; 1861. S. 417 (mit Zeichnungen von KLEMM).

2) v. COTTA's Erzlagerst. II, 455. — Bgwfd. XVI, 144. — Revista minera. Tome XII. No. 276.

planes befindet sich eine Querrinne mit ein wenig Fall nach der einen Seite, in welcher das aus den Längsrinnen eintretende Quecksilber in die Vorrathskammer fliesst, während auch noch ein Theil Quecksilber in Gemenge mit Erzstaub und Russ nach beendigter Campagne aus der Esse ausgeräumt wird.

Eine Charge von 980 Arrobas à 11,5 Kilogr. wird, in der Weise im Ofen vertheilt, dass, nachdem die Zwischenräume des Rostes mit 80 Arrobas grobem, tauben Gestein lose bedeckt sind, zu unterst 90 Ar. solera (grobe Stücke mit nur 0,25—0,75 % ausbringbarem Quecksilbergehalt), darauf 225 Ar. china (kleinere Stücke mit $4\frac{1}{2}$—6 %), 160 Ar. metal (reiner Zinnober mit 15 — 20 % Quecksilberausbringen), 225 Ar. china und zuletzt 200 Ar. zu Ziegeln (bolas) geformtes vacisco (Grubenklein mit $1\frac{1}{2}$—2 % Quecksilberausbringen) gebracht werden. Nach dem Vermauern der Eintrageöffnungen erhält man am ersten Tage ein 10stündiges scharfes Feuer, überlässt den Ofen während der Nacht sich selbst, rührt am nächsten Morgen die zurückgebliebenen glühenden Kohlen um, damit die zutretende und den Ofen durchstreichende Luft sich erhitzen kann, lässt den Ofen am dritten Tag sich abkühlen und räumt am vierten die Rückstände aus. Das meiste Quecksilber erfolgt am zweiten Tage. Während der ganzen Operation müssen die Aludeln dicht erhalten und gesprungene ausgewechselt werden. Eiserne Aludeln wurden von der schwefligen Säure rasch zerstört und es sollen innen glasirte eiserne versucht werden.

Ausser den Nachtheilen eines unterbrochenen Betriebes finden bei diesem Verfahren bedeutende Quecksilberverluste statt, das Warten der zerbrechlichen Aludeln ist zeitraubend und mühsam und die ganze Arbeit für die Arbeiter sehr ungesund.

2) Oefen von Idria (S. 796), seit 1860 eingeführt. Diese fassen noch $2\frac{1}{2}$mal so viel, als die Aludelöfen, je 2 liegen zusammen und jeder steht mit sechs 12 Fuss breiten, 25 — 30 Fuss langen und eben so hohen Condensationskammern in Verbindung, von denen die letzte oben 2 kleine enge Essen hat. Aus jeder Kammer fliesst auf dem geneig-

[redacted]



ten Boden herab das Quecksilber durch eine Rinne in eine Querrinne ausserhalb der Kammern und in dieser ins Vorrathshaus. Ein Ofen fasst 2250 Arrobas Erz, indem auf 200 Ar. taubes Gestein zum Bedecken des Rostes 225 Ar. solera, 1125 Ar. china, 400 Ar. metal und 500 Ar. vacisco kommen. Am ersten Tag wird lebhaft gefeuert, am zweiten und dritten die Gluth umgerührt, der vierte und fünfte dient zum Abkühlen, am sechsten wird ausgeräumt und aufs Neue gefüllt.

Eigenthümlicher Weise zeigen hier, wie in Idria, die Quecksilberdämpfe in der dritten Kammer das meiste Bestreben, durch das Mauerwerk zu entweichen. Nach Vollendung der nur während der Wintermonate dauernden Campagne räumt man Russ und Flugstaub (Stupp) aus den Kammern aus, arbeitet den Stupp (*cabezas*) auf einer schiefen Ebene durch, wobei Quecksilber ausfliesst, und gibt den Rückstand zu den bolas.

Man verarbeitet jährlich etwa 300000 castilian. Centner à 4 Arrobas Erz mit 2 Idrianer und 8 Bustamente-Oefen und producirt bei 7,5 — 8,5 % Ausbringen an 20000 Ctr. Quecksilber, welches in eisernen Flaschen von 15 Zoll Länge und 5 — 6 Zoll Weite bei 3 Ar. Inhalt in den Handel geht.

Neu-Almaden. C. Zu Neu-Almaden[1]) in Californien wird dadurch Quecksilber gewonnen, dass man dem zum Brennen in Schachtöfen bestimmten Kalk Zinnober zusetzt. Der 20 Tonnen Erz fassende Ofen (Ziegelofen) von 7 Fuss Länge, 4 Fuss Breite und 5 Fuss Höhe hat zur Seite einen, mittelst einer durchbrochenen Scheidewand davon getrennten Feuerungsraum von 3 — 5 Fuss Höhe und steht mit 8 — 9 gemauerten Condensationskammern und zuletzt mit einer hölzernen Kammer in Verbindung, in welcher ein continuirlicher Wasserregen unterhalten wird. Das nicht Condensirte entweicht durch eine hölzerne Schlotte in die Luft. Man feuert 60 Stunden, und der Ofen bedarf dann 48 Stunden Zeit zum Abkühlen. Die Wände der Condensationskammern saugen, bevor man überhaupt Quecksilber erhält, an 4000 Pfd. Quecksilber ein und man bringt von 40pro-

1) Bgwfd. XIII, 193; XVII, 265. — Berggeist. 1862. S. 341.

centigen Erzen höchstens 25 % aus, wovon mehr als 20 % in Dampfform verloren gehen. Arbeiter und Vegetation der Nachbarschaft leiden von den Dämpfen sehr. Da indess das Ausbringen auf Neu-Almaden Grube dennoch glänzend lohnt, so hat man neuerdings noch grössere Oefen der Art gebaut, welche 100 Tonnen Erz fassen, aber neben allen Fehlern des kleinen Systems noch die haben möchten, dass die Abkühlung länger dauert und bei der Ziegelofenform die Erze ungleichmässig erhitzt werden. Auf anderen Werken hat man indess, ein besseres Ausbringen gewährende, Schachtöfen mit continuirlichem Betriebe (Pionir-Mine) und Retortenöfen eingeführt.

§. 156. Beispiele für die Quecksilbergewinnung in Schachtöfen mit continuirlichem Betriebe.

A. Neueres Verfahren in Idria für die Zinnobererze in grösseren Bruchstücken über 2—4 Zoll Grösse. Idria.

An die Stelle des alten Idrianer Leopoldiofens (S. 796) ist seit 1850 mit bestem Erfolge der continuirlich gehende Schachtofen von HÄHNER[1]) (Bd. I. S. 550. Taf. XIII. Fig. 327, 328) getreten. Zur Verminderung der Zwischenräume des Rostes legt man auf denselben eine gewisse Anzahl von Ziegelsteinen, füllt deren Zwischenräume mit Holzklötzen, wirft darauf Holzklein oder Kohlen, darauf armes Erz und Kohlen und füllt dann den Schacht bis auf etwa 4 Meter Höhe mit reicherem Erz und Holzkohlen in abwechselnden Schichten auf. Man zündet hierauf das Holz auf dem Roste an und lässt die Wärme, um eine zu rasche Entwicklung des Wasserdampfes zu vermeiden, so langsam aufsteigen, dass das Feuer erst am Ende des zweiten Tages auf der Oberfläche der Chargen erscheint, was durch eine mittelst eines Kegels verschliessbare Oeffnung (Schachtauge) in der gusseisernen Decke des Schachtes wahrzunehmen ist. Dann gibt man mittelst eines mechanischen Aufschütters, nachdem die Steine auf dem Roste zerstört, Erzgichten von 350 Kilogr. mit 3—4 % Buchenkohlen so oft (etwa alle $^5/_4$ Stunden) ein, als unten geröstetes Erz in Wagen von bestimmter Capacität ausgezogen und das Niveau unter 12

1) B. u. h. Ztg. 1854. S. 419. — PLATTNER's Röstproz. 1856. S. 364.

[redacted]



Meter gesunken ist. Die Chargen bleiben etwa 22 Stunden im Ofen. An jedem Ofen sind 3 Aufgeber und 3 Entlader beschäftigt.

Die Verarbeitung von 100 Kilogramm Erz in diesem Apparate kostet 0,96 Fr. Der Quecksilbergehalt der behandelten Erze beträgt 3,11 %, der Verlust ist 1,21, so dass aus 100 Erz 1,90 Quecksilber erfolgen, wovon 1 Kilogr. auf 0,50 Fr. kommt. Bei armen Erzen steigen die Kosten beträchtlich wegen der erforderlichen grösseren Menge Brennmaterial.

HÄHNER's Ofen ist hiernach bei Verarbeitung gröberer Erze mit 3—4 % Quecksilber mit Vortheil an LEOPOLDI's Ofen (S. 796) zu setzen, kann aber nicht an die Stelle der Flammöfen (S. 805) treten, welche bei Verarbeitung von armem Erzklein (mit durchschnittlich 1,55 % Quecksilber ökonomischere Resultate geben.

Ein Theil des zu Idria gewonnenen Quecksilbers wird zur Darstellung von Zinnober benutzt, ein anderer in Fässchen oder Büchsen von Gusseisen oder Eisenblech versandt. 100 Kilogr. zum Versenden fertiges Quecksilber kommen zu Idria auf 296,92 Fr. und kosten im Handel 889,82 Fr.

Durchschnittlich kostet die Behandlung von 100 Kilogr. Erz 1,0379 Fr. bei einem Gehalt von 1,85 % und einem Verlust von 30 %. Für 100 Kilogr. Quecksilber betragen die Selbstkosten 79,23 Fr. excl. und 99,58 Fr. incl. Verpackung auf der Hütte. Rechnet man darauf noch die Grubenkosten, so entsteht der obige Selbstkostenpreis von 296,92 Fr.

Toskana. B. In Toskana[1]) findet sich Zinnober[2]) im Glimmerschiefer an mehreren Orten, wird aber nur auf den Hütten zu Ripa und Castellazzara auf Quecksilber verarbeitet.

Zu Ripa ist an die Stelle eines URE'schen Ofens (S. 811) erst der Schachtofen von COSSIGNY (S. 793), dann ein Hähnerofen getreten, welcher eine Ersparung an Brenn-

1) Bullet. de la société de l'industrie minérale. St. Etienne. II, 388, 390, 401.
2) v. COTTA's Erzlagerst. II, 370.

material und eine weniger weit getriebene, billigere Aufbereitung gestattet. Man setzte in einem solchen Ofen täglich 12000 toskan. Pfd. (4000 Kilogr.) gröblich zerschlagenes und geschiedenes Erz fast in dem Zustande, wie es aus der Grube kommt, mit 160 Kilogr. Kohle durch und erhielt von 1000 Kilogr. Erz $2^1/_2$—3 Kilogr. Quecksilber.

Der Hähnerofen zu Castellazzara (Taf. VIII. Fig. 223) ist mit einem vollständigeren Condensationssystem versehen, als an den übrigen Orten. Der Ofenschacht *a* von 2,2 M. Höhe über dem Roste *b* und 0,4 M. Weite communicirt mittelst eines geneigten, 1,2 M. langen und 0,16 M. hohen Canals *c* mit 3 gemauerten Condensationskammern *d* von 2 M. Höhe und 0,75 M. Weite, aus deren halbkugelförmigem, aus Gusseisen bestehenden Boden *e* das Quecksilber durch eine mit Hahnvorrichtung *f* versehene Röhre in ein unterstehendes Gefäss *g* abgelassen werden kann. Aus der dritten Kammer führt 0,4 M. über dem Boden ein anfangs nach unten gekrümmter, dann etwas geneigter Canal *h* von 0,3 M. Höhe und 7—$7^1/_2$ M. Länge, über welchem theilweise eine Wasserschicht *k* steht, in eine 1 M. weite und 1,5 M. hohe Condensationskammer *m*, in welche an der Mündung des Canals Wasserstrahlen einspritzen. Aus der letzteren Kammer geht ein 0,4 M. hoher, mit Schieber versehener, etwas ansteigender Canal *n* ab, um die den Gang der Destillation hemmende Kohlensäure (S. 792) zu entlassen, und am Anfange dieses letzteren Canals erhebt sich eine ebenfalls mit Schieber versehene vertikale Esse *p* von 0,16 M. Weite.

Man behandelt in diesem Ofen alle armen Substanzen, z. B. Erze mit 3—4 Tausendtheilen Quecksilber, sowie zu Kugeln geformte, zinnoberarme thonige Erden. Die Destillationskosten belaufen sich für 100 Kilogr. Erz etc. auf 0,30 Fr. In den 3 ersten Kammern sammelt sich das meiste Quecksilber und viel reicher Stupp, am Ende des unter Wasser stehenden Canals findet sich viel reines und flüssiges Bitumen und ein kreosotartiges empyreumatisches Oel.

C. Zu Vallalta[1]) in Venetien wird seit 1852 ein Quecksilberbergwerk betrieben, welches bis jetzt etwa 2000 Vallalta

1) Oest. Ztschr. 1862. S. 195.

Ctr. Quecksilber geliefert hat. Die Erze [1]) kommen im Porphyr vor und der Mittelgehalt des ganzen Haufwerks ist $^3/_4$ %, wechselt aber von $^1/_2$ — 60 und 70 %. Auf der seit 1856 in Betrieb gesetzten Hütte wurden anfangs die Scheideerze in Schachtöfen, die Schliege in Flammöfen verhüttet. Bei dem steigenden Holzpreise kam die Arbeit in letzterem Apparat zu theuer und man behandelt deshalb jetzt auch die Schliege, nachdem sie mit der bei der Destillation erhaltenen Vitriollauge zu Stöckeln (S. 793) geformt, im Schachtofen. Das durch ein Sieb von 1 Quadratcentimeter Lochgrösse gesiebte Material wird mit Vitriollauge gut befeuchtet, in Metallformen von der Gestalt eines abgestumpften Kegels von 15 Cent. mittlerem Durchmesser und 10 Cent. Höhe geschlagen, die Stöckel getrocknet und zur Hälfte oder zu gleichen Theilen mit grobem Scheiderz im Schachtofen der Destillation unterworfen. Während man für 1 metr. Centner (100 Kilogr.) Erz beim Flammofen 24 kr. ($6^1/_2$ kr. an Schichtlöhnen und $17^1/_2$ kr. für Brennmaterial) Kosten hatte, betrugen sie beim Schachtofen nur 14,16 kr., nämlich an Schichtlöhnen 4, an Brennmaterial 6 und für Stöckelbereitung 4,16 kr.

Der Schachtofen ist mit hölzernen Condensationsröhren

D. Auf der Pionir-Mine in Californien[1]) hat man einen 20 Fuss hohen und 4 Fuss weiten Schachtofen im Betriebe, dessen Kernschacht vom Rauhgemäuer durch eine 6 Zoll starke Holzaschenfüllung getrennt ist. Diese lässt eine Ausdehnung des Kernschachtes zu und verhindert das Entweichen der Quecksilberdämpfe durch entstandene Risse. Beim Chargiren wird ein doppelter Schieberverschluss angewandt. Die Quecksilberdämpfe werden in einem eisernen Rohre unter einem Winkel von 40° auf einen Wasserspiegel geleitet, wo sie sich zum grossen Theil condensiren. Von hier ziehen die Gase durch einen 300 Fuss langen, mit Cement überkleideten, 20° ansteigenden Canal einen Hügel hinan in einen Schornstein. Ein geringer Wasserzufluss von oben in den Canal spült das condensirte Quecksilber nach dem tiefsten Punct, wo es abgezapft wird, und füllt den Canal beständig mit Wasserdampf von geringer Spannung an, was zur Condensation der Quecksilberdämpfe beiträgt. Dieser Ofen gibt bessere Resultate, als die Oefen mit unterbrochenem Betriebe (S. 800), wenngleich in Retortenöfen (S. 812) das Ausbringen vollständiger sein kann. Californien.

§. 157. Beispiele für die Quecksilbergewinnung in Flammöfen mit continuirlichem Betriebe aus Erzklein und Schlieg.

A. Verfahren zu Idria. Da Erzklein, in Schachtöfen behandelt, sich so dicht auf einander legt, dass der Zug und durch die Röstung des Zinnobers gehemmt wird, so hat ALBERTI[2]) für die Zugutemachung des Idrianer Erzkleines mit $^3/_4$—1 % Quecksilber Flammöfen (Bd. I. S. 551. Taf. XIII. Fig. 330 — 332) mit Vortheil in Anwendung gebracht, während für das reichere Scheiderz mit 3—8 % Quecksilber Hähneröfen (S. 801) dienen. Idria.

Bei der Flammofenarbeit lässt man durch die ver-

1) Berggeist. 1862. S. 341.
2) TUNNER's Jahrb. 1852. S. 50, 263. — SCHRÖTTER, die Chemie nach ihrem gegenwärtigen Zustande. 1849. II, 294. — RAMMELSBERG, Metallurgie. 1850. S. 347. — HUYOT, notice sur la mine et l'usine d'Idria: Ann. d. min. 1 livr. de 1854. p. 42, übersetzt: B. u. h. Ztg. 1854. No. 44. p. 408, 410. — PLATTNER's Röstprozesse. 1856. S. 357.

[redacted]



schliessbare Oeffnung *b* im Gewölbe nach und nach 45 Ctr. (2250 Kilogr.) Erzklein von 2—3 Cubikzoll Grösse auf den Herd, breitet dasselbe 5—6 Zoll (10—11 Cent.) hoch aus, feuert bei geschlossener und lutirter Arbeitsöffnung die erste Hälfte des Herdes mit 3 Fuss langem gespaltenen buchenen und weichen Holz glühend, lässt das Feuer theilweise ausgehen, schaufelt das glühende Erzklein 5—6 Min. lang um, schliesst und lutirt die Arbeitsthür wieder und verstärkt das Feuer so lange (etwa 20 Min.), bis das gewendete Erzklein der ersten Hälfte des Herdes glühend geworden. Dann zieht man das auf dem ersten Drittel des Herdes befindliche Erzklein in die Brandgasse *c*, rückt das zweite Drittel unter Wenden aufs erste und das dritte aufs zweite und gibt eine neue Post von 15 Ctr. in zwei Absätzen so auf das hinterste Drittel, dass die Hälfte ausgebreitet wird und die andere Hälfte in einem Haufen darauf liegen bleibt. Die Arbeitsthür wird dann geschlossen, die erste Hälfte des Herdes wieder glühend gefeuert, dann unter nachgelassener Feuerung die erste Herdhälfte gewandt, die Arbeitsthür geschlossen, erstere glühend gefeuert, dann das vorderste Drittel in die Brandgasse gezogen und so fort. Bei Erzen mit 1 % Quecksilber geschieht das Ausziehen des Drittels alle 3 Stunden, bei reicheren Erzen mehr.

Man erhält bei diesem Prozesse folgende Producte:

a) Quecksilber, welches sich incl. des in den Nebenproducten enthaltenen Quecksilbers auf die verschiedenen Räume in folgender Weise vertheilt:

0,6 % auf die erste Kammer *d*,
95,1 „ auf die unteren Röhren *f* und die Kammern *g*,
2,8 „ auf die oberen Röhren *h* und die Kammern *g'*,
1,5 „ auf die Kammer d'.
100

b) Stupp aus den Kammern, mit gegen 50 % Quecksilber, welcher auf Schüsseln getrocknet und auf einer hölzernen schrägen Bühne so lange mit hölzernen Krücken bewegt wird, bis kein Quecksilber mehr ausfliesst. Der Rückstand mit 15—20 % Quecksilber wird in einem Ofen mit Pultfeuerung (Taf. VIII. Fig. 220) in eisernen Röhren *a* er-

hitzt, welche mit in einem Wasserbassin *b* liegenden Condensationsröhren *c* in Verbindung stehen, aus denen das Quecksilber in ein Reservoir abfliesst. Die Kammern werden alle Jahr ausgefegt.

c) Rückstände aus den eisernen Röhren, aus Wasser, Russ, fortgerissenem Erzstaub, Quecksilberperlen, brenzlichen Producten etc. bestehend und einen später erhärtenden Schlamm bildend. Derselbe wird alle halbe Jahr ausgeräumt und bei 40—50 % Quecksilbergehalt im Stuppofen behandelt.

Ein solcher ALBERTI'scher Ofen, deren je zwei neben einander stehen, verarbeitet täglich 133 Ctr. Erz und 100 Ctr. Schlieg bei 5 — 10 % Quecksilberverlust. Die noch 50 — 60 % enthaltenden Rückstände werden auf Schüsseln in die erste Abtheilung gestellt. Bei Schachtöfen und gröbern Erzen braucht man auf 1 Ctr. Quecksilber an 25, bei Flammöfen etwa 50 Cubikfuss Fichtenscheitholz.

Nach einer durchschnittlich 31⅓ monatlichen Betriebsdauer in den Jahren 1849—51 producirten 3 Doppelöfen, jeder aus 2 Flammöfen bestehend, aus 475466 Ctr. 63 Pfd. Erzklein und Hüttenzeug mit 1,53 % Quecksilber oder 7300 Ctr. 23½ Pfd. Gehalt: 2784 Ctr. 75 Pfd. metallisches Quecksilber und 4385 Ctr. 77 Pfd. Hüttenzeuge mit 3008 Ctr. 49½ Pfd. Quecksilbergehalt bei einem Aufwand von 5500⅙ Klftr. à 100 Cubikfuss Holz. Man verarbeitete in einem Doppelofen täglich 205 Ctr. 77 Pfd. und es gab ein Centner des in den Erzen enthaltenen Quecksilbers 38,15 % reines Quecksilber, 41,21 % Quecksilber in den Hüttenzeugen und 20,64 % Verlust.

Nach HUYOT betragen in diesem Flammofen die Kosten der Bearbeitung von 100 Kilogr. Erz 0,98 Fr. bei einem mittleren Gehalt der Erze von 1,55 % Quecksilber. Davon erfolgt 1 % Quecksilber und es betragen die Selbstkosten für 100 Kilogr. Quecksilber 0,88 Fr. Bei Versuchen, einen Flammofen mit Pultfeuerung und mit 10 Condensationsröhren anzuwenden, kostete die Verarbeitung von 100 Kilogr. Erz 0,98 Fr., wie beim gewöhnlichen Flammofen. Bei weiteren Condensationsröhren, als den angewandten, blieben in deren Mitte die Quecksilberdämpfe zu heiss und ver-

dichteten sich unvollständiger; bei engeren Röhren fehlte es an Zug. Wurden die Röhren unter Wasser gelegt, so erfolgte zwar die Condensation der Dämpfe vollständiger, aber schadhaft werdende Stellen daran liessen sich nur bei Unterbrechung des Ofenbetriebes ausbessern. Die Quecksilberproduction in Idria betrug im Jahre 1860 an 2962 Ctr.

---

## II. Abschnitt.

## Gewinnung von Quecksilber durch Zersetzung des Zinnobers mittelst Zuschlägen in geschlossenen Räumen (Gefässöfen).

ndbar- dieser hode.

§. 158. Allgemeines. Diese Methode gestattet im Allgemeinen, bei einem grösseren Aufwand an Zeit und Brennmaterial und grösseren Kosten in Folge der nöthigen Zerkleinerung und Mengung des Erzes mit Zuschlägen, eine vollständigere Condensation des Quecksilbers (S. 791) und die Arbeiter haben mehr Schutz gegen die Dämpfe, so dass Gefässöfen den Schachtöfen vorzuziehen sind, sobald der Quecksilberverlust in ersteren die Mehrkosten der Reduction in letzteren übersteigt. Während Oefen mit unterbrochenem Be-

In Californien[1]) ist man bei einer Vergleichung der Oefen mit unterbrochenem Betriebe (S. 800) mit Retortenöfen zu nachfolgenden Resultaten gelangt. Bei einem Arbeitslohne von 3 Dollar pro Tag und dem Preise des Brennmaterials von 4 Doll. pr. Cord. (112 Cubikfuss) kostet die Reduction von 1 Tonne Erz resp. 4 und 16 Doll., also im Retortenofen 12 Doll. mehr, was 30 Pfd. Quecksilber oder $1\frac{1}{2}$ % entspricht, welches in Retorten mehr erfolgen müsste, als in Oefen, um in beiden gleiche ökonomische Resultate zu erhalten. Während bei reichen Erzen mit 20 — 30 % Quecksilber Retortenöfen 5fach die Mehrkosten der Reduction zurückbezahlen würden, so sind ärmere Erze darin nicht zu verwenden. Ein Uebelstand bei den Retorten bleibt immer, dass sie keine grosse Production gestatten, weil bei grösseren Dimensionen die Hitze das Erz nicht vollständig durchdringt und die Quecksilberdämpfe schwierig entweichen können. Soll eine grössere Production erzielt werden, so ist ein grösseres Arbeiterpersonal und ein höheres Anlage-Capital erforderlich.

Diese Uebelstände hat man durch Anwendung grösserer rotirender Retorten zu beseitigen gesucht, wobei durch die langsame Rotirung jedes Erzpartikelchen mit der erhitzten Eisenfläche in Berührung kommt und die Quecksilberdämpfe besser entweichen können. Allein die Reductionskosten werden immer höher bleiben, als in Oefen, — in Folge des erforderlichen Zerkleinerns und Mengens des Erzes mit Kalk, des grösseren Brennmaterialaufwandes und weil die durch Verbrennung des Schwefels in Schachtöfen entstehende Hitze in den Retorten verloren geht, — können aber bei reichen Erzen durch das grössere Ausbringen mehr als reichlich gedeckt werden.

§. 159. Beispiele für Quecksilbergewinnung in Oefen mit unterbrochenem Betriebe.

A. Aelteres Verfahren in der Rheinpfalz.[2]) In Rheinpfalz.

1) Berggeist 1862. S. 342.

2) Journ. d. min. No. 6, 7, 17. — Leonh., Jahrb. f. Min. 1807. I. Jahrg. S. 20. — Karst., Arch. 1 R. III, 36; 2 R. XXII, 375. — B. u. h. Ztg. 1850. S. 398. — Cotta, Gangstud. II, 1. — Bgwfd. I, 256. — v. Cotta's Erzlagerst. II, 166.

der Rheinpfalz im Zweibrück'schen zu Obermoschel, am Moschellandsberge, am Potzberge bei Kussel und am Rosswald bei Stahlberg, bei Wolfstein etc. wird in Sandstein eingesprengter Zinnober mit gewöhnlich 0,005 und zuweilen mit 0,01 Quecksilbergehalt verarbeitet. Soll der Ertrag an Quecksilber die Kosten des Ausbringens lohnen, so muss der Gehalt im Erz wenigstens $^1/_{600}$ oder 0,00166 betragen.

Nach BEAULEY [1]) bestehen die reinen Erze von Moschellandsberg (I.) und Wolfstein (II.) aus:

| | Hg. | S. | Unlösl. Rückst. |
|---|---|---|---|
| I. | 66,86 | 11,43 | 17,09 |
| II. | 18,00 | — | 73,71 |

Das geförderte Erz wird durch Handscheidung sortirt und in Stücken von der Grösse einer Wallnuss bis Linse in einem Galeerenofen in 30—50 eisernen Retorten (Bd. I. Taf. XII. Fig. 318) verarbeitet. Die Retorten von 3' Länge und 16" Weite im Bauche sind mit irdenen krugartigen Vorlagen versehen, die etwas Wasser enthalten und lutirt werden.

Zu Obermoschel trennt man reiches Erz vom armen [redacted]

wande von 15 Ctr. Steinkohlen täglich gemacht werden, resultirt etwa $^1/_2$ Ctr. Quecksilber, so dass zur Darstellung von 100 Ctr. Quecksilber erforderlich sind: 1200 Ctr. Erz und 3000 Ctr. Steinkohlen, während man zu Potzberg auf 100 Quecksilber 8000 Erz und 2000 Steinkohlen verbraucht.

Man hat den Galeerenofen seit 1847 mit einem continuirlich gehenden URE'schen Ofen (§. 160 A.) vortheilhaft vertauscht, die ganze Quecksilbererzeugung ist aber in neuerer Zeit auf ein Minimum gesunken.

B. Früheres Verfahren zu Horzowitz[1]) in Böhmen. Der mit $^1/_4$—$^3/_4$ Eisenhammerschlag beschickte Zinnober wurde in Oefen von der Construction der Glockenöfen zum Silberamalgamglühen in Quantitäten von $^1/_2$ Ctr. Erz und $^1/_4$ Ctr. Hammerschlag 30—36 Stunden geglüht. Horzowitz.

C. Zu Zalathna in Siebenbürgen wurde früher in Galeerenöfen, wie im Zweibrück'schen, nur in Oefen mit 60 irdenen Retorten, Zinnober durch Kalk zerlegt. Zur Zeit wendet man URE'sche Oefen (S. 813) an und producirte im Jahre 1861 nur 2,81 Ctr. Quecksilber. Zalathna.

§. 160. Beispiele für die Quecksilbergewinnung in Oefen mit continuirlichem Betriebe (URE's Quecksilberöfen).

A. Neueres Verfahren im Zweibrück'schen.[2]) Rheinpfalz.

Im Jahre 1847 ist zu Landsberg von Dr. URE ein Destillirapparat (Taf. VIII. Fig. 221) vorgerichtet, welcher sich durch bequeme Speisung und vollkommene Condensation des Quecksilbers auszeichnet. Derselbe enthält eine Reihe Retorten *a*, welche nach Art der Gasretorten über einer Feuerung eingemauert sind. An dem einen Ende sind dieselben mit einem Tubus *b* versehen und am andern Ende mit einem Stöpsel, welcher durch eine eiserne Schraube an seinem Platze festgehalten wird, luftdicht verschliessbar. Die Ausführungsröhren *b* sind mit einer Dille *d* versehen, welche durch einen Schraubenpflock geschlossen worden.

1) ROSENBAUM in: Bergbaukunde. I, 200. — GMELIN, Handb. d. Chem. III, 468.

2) PHILLIPS, manual of metallurgy. 1852. p. 461.

[redacted]



Durch letzteren kann ein Draht geführt werden, um sich zu vergewissern, dass der Tubus rein und frei von Quecksilberschwarz ist. Mit den Röhren *b* ist ein gusseiserner Condensator *e* von 18 Zoll Durchmesser in Verbindung, welcher bis *f* mit Wasser gefüllt ist. Durch ein daran angebrachtes Wasserventil *g* wird jede Gefahr einer Explosion durch etwaiges Aufsteigen von Wasser in die Retorten verhütet. Der Condensator befindet sich in einem hölzernen Trog *h*, in welchen beständig kaltes Wasser fliesst, und hat nach der einen Seite hin einige Neigung, so dass das condensirte Quecksilber sich nach dieser Seite begibt und durch eine stehende Röhre *k* in einen verschlossenen eisernen Kasten fliesst, welcher bei *m* durch einen Verschluss gesichert ist. Der Tubus *k* wird vom Anfange an auf dem Boden dadurch abgeschlossen, dass man ihn in eine mit Quecksilber gefüllte Schale *n* tauchen lässt. Die allmälige Anhäufung des Quecksilbers wird durch die Stellung des graduirten eisernen Schwimmers *o* angezeigt.

Jede Retorte pflegt eine Ladung von 5 Ctr. Erz zu erhalten, welche nach 3 Stunden verarbeitet ist.

Die jährliche Quecksilberproduction der Rheinpfalz betrug früher etwa 550—600 Ctr.

**Verfahren zu Neu-Almaden.**

B. Zu Neu-Almaden und Neu-Idria[1]) in Californien werden 400 Pfd. zu 40% Gehalt gattirte Zinnobererze, welche nach Beauley

| Hg | S | Fe | Ċa | Ṁg | Āl | S̈i |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 60,90 | 11,29 | 1,23 | 1,40 | 0,49 | 0,61 | 14,41 |

enthalten, in Haselnussgrösse mit 600 Pfd. gepulvertem, gebrannten Kalk in eisernen Retorten 21 bis 32 Stunden, je nach der Qualität des Holzes, in gelinder Rothgluth erhalten. Die Quecksilberdämpfe condensiren sich in einem vertikalen konischen Recipienten, welcher durch tropfenweise zufliessendes Wasser kühl erhalten wird. Nach Vollendung des Bran-

1) Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1850. S. 720. Bgwfd. XVI, 144. Berggeist. 1856. S. 219; 1858. S. 165; 1862. S. 337, 342. — B. u. h. Ztg. 1851. S. 769; 1857. S. 377; 1861. S. 316; 1862. S. 227. — Laur, de la production des métaux précieux en Californie. Paris 1862 (3. Abthlg.).

des wird das Quecksilber durch die in der Spitze des Conus angebrachte Pipe abgelassen.

Bei 40procentigen Erzen verbraucht man auf 100 Erz 100 gutes lufttrocknes Holz; bei 1 % Quecksilbergehalt waren auf 300 Erz 150 Holz erforderlich.

Auf einigen Hütten sind auch stehende Retorten in Anwendung, welche bei 8 Fuss Länge 125 Pfd. Erz, mit Kalk gemengt, in 4 Stunden verarbeiten. Das verdampfte Quecksilber sammelt sich in Vorlagen unter Wasser. Die rotirenden Retorten (S. 809) auf Enriqueta-Mine von 3 Fuss Länge und 2½ Fuss Weite verarbeiten dieselbe Erzmenge, wie die stehenden, in 2 Stunden. Die Vortheile der Retortenöfen vor Schachtöfen mit unterbrochenem (S. 800) und continuirlichem Betriebe (S. 805) sind Seite 809 angegeben.

Aus Californien sind in den Jahren von 1854—1858 jährlich an 30000 Flaschen à 76½ Pfd. Inhalt und 25 Pfd. Eisengewicht exportirt, 1859 nur 3399 Flaschen wegen Schliessung der Grube San Jose bei San Franzisko in Folge eines Rechtsstreites. Die 1851 entdeckten Quecksilberbergwerke bei Neu-Idria liefern monatlich 250—300 Flaschen à 75 Pfd. Quecksilber. Im Jahre 1861 producirte Neu-Almaden 2,800,000 und andere Gruben in Californien 75000 Pfund Quecksilber.

C. Zu Zalathna[1]) in Siebenbürgen ist an die Stelle des einen der älteren Galeerenöfen (S. 811) ein Ure'scher Destillirofen getreten, welcher bei stetigem Betriebe eine vollständigere Zerlegung des Erzes, einen geringeren Brennmaterialverbrauch und einen geringeren Quecksilberverlust zulässt. In einem 8½ Fuss langen, 3½ F. breiten und 3 F. hohen, etwas ansteigenden Herdraum liegen in zwei Reihen über einander je 3 gusseiserne Cylinder von 4 Fuss Länge und 10 Zoll Durchmesser, in den beiden Seitenwänden und einer 7 Zoll dicken Mittelwand ruhend. An der tiefern schmalen Seite des Herdes befindet sich der 3 Fuss 6 Zoll lange und 2 Fuss breite Rost; an der schmalen Seite führen zwei 1 Fuss 4 Zoll hohe und 6 Zoll weite Füchse in Zalathna.

1) Oest. Ztschr. 1856. S. 397 (mit Zeichnungen).

[redacted]



den im Querschnitt 2 Fuss 3 Zoll breiten und 4 Fuss 3 Zoll langen Schornstein. An der Hinterseite sind die Röhren mit einer Stopfbüchse verschlossen, während an der Vorderseite aus jedem Cylinder eine Knieröhre von 8 Zoll Durchmesser die Quecksilberdämpfe in einen 8 Fuss langen, 1 Fuss weiten und 9 Zoll hohen dichten hölzernen Kasten führt, welcher in einem Wasserkasten etwas geneigt steht, so dass das condensirte Quecksilber an seinem tiefsten Puncte durch ein Zapfloch abgelassen werden kann. Auf jeder Längsseite des Ofens befindet sich ein solcher Condensator für 3 Cylinder. Das mit 25—30 % gebranntem Kalk beschickte Erz bleibt $2\frac{1}{2}$—3 Stunden bei starker Feuerung im Ofen. Am Ende dieser Zeit sind die Cylinder, was man durch Gucklöcher an der Rückseite des Schornsteins wahrnehmen kann, beinahe weissglühend.

Im Jahre 1860 wurden nur 1,22 Ctr. Quecksilber gewonnen.

Toskana. D. Zu Ripa und Castellazzara[1]) in Toskana war vor Einführung des Hähnerofens (S. 803) ein URE'scher Ofen (Taf. VIII. Fig. 222) in Anwendung. In einem 1,7 M. langen, 2 M. breiten und 0,8 M. hohen gewölbten Raum *a* liegen 3 halbkreisförmige gusseiserne Röhren *b* von 2,3 M. Länge und 0,6 M. Durchmesser, und zwar 2 neben einander, die dritte auf einer gemauerten Unterlage darüber. Von dem 0,9 M. unter der Herdsohle in einem überwölbten Raum *c* liegenden Rost *d* von 0,4 M. Breite geht die Flamme durch eine Menge kleiner horizontaler Canäle *f* auf jeder Seite in je einen vertikalen Canal *g* von 0,1 M. Breite und der Länge des Herdes und aus diesem in den Herdraum *a* und wird dann unterhalb der beiden unteren Muffeln durch 0,4 M.. weite und 0,1 hohe Canäle *h* in die Esse abgeführt. Die Cylinder sind an der Hinterseite durch eine Stopfbüchse geschlossen; an der Vorderseite treten die Quecksilberdämpfe durch 0,08 M. weite Knierohre in einen 0,8 M. weiten, etwas geneigten Cylinder, welcher in einem Wasserkasten liegt, mit einem Sicherheitsventil versehen ist und das Quecksilber am tiefsten Puncte durch einen Hahn ent-

1) Bulletin de la société de l'industrie minérale. St. Etienne. II, 390.

lässt. Man leitet auch wohl die Quecksilberdämpfe direct in Gefässe, welche in einem Wasserkasten stehen, indem die Knieröhren etwa 2 Zoll ins Wasser eintauchen. Die 3 Cylinder werden zu Ripa mit 400 Kil. Erz mit $^3/_4$ — 1 % Quecksilber, dem $^1/_{10}$ gepulverter gebrannter Kalk zugesetzt worden, gefüllt und 8 Stunden in Rothglühhitze erhalten. Man macht in 24 Stunden 3 Chargen, in Castellazzara aber 4 mit zusammen 2000 Kil. Erz. Die Destillationskosten kommen für 100 Kil. Erz auf 0,747—1,79 Fr. je nach den Holzpreisen. Der Stupp wird wieder zur Destillation gegeben, nachdem man demselben zuvor durch Behandlung mit gebranntem Kalk möglichst viel Quecksilber entzogen hat.

Das Sinken der Quecksilberpreise ist Veranlassung gewesen, diesen Apparat mit dem billiger arbeitenden Hähnerofen zu vertauschen (S. 803), welcher weniger Brennmaterial erfordert und die Verarbeitung minder weit aufbereiteter Erze zulässt.

---

[redacted]

# VII. Wismuth.

§. 161. Wismutherze. Das hauptsächlichste Wismutherz ist gediegen Wismuth, zuweilen auch gleichzeitig Wismuthglanz ($\overline{\text{Bi}}$ mit 81,5 Bi und zuweilen etwas Fe und Cu), seltener und nur in untergeordneter Menge findet sich Wismuthocher ($\dddot{\text{Bi}}$ mit 89,6 Bi nebst geringen Mengen von $\overline{\text{Fe}}$, $\dot{\text{Cu}}$ und $\dddot{\text{As}}$). Diese Wismutherze kommen am häufigsten mit Nickel- und Kobalterzen vor.

Erze.

smuth in ittenproducten.

Auch findet sich das Wismuth als Nebenbestandtheil in manchen Hüttenproducten, z. B. in der Kobaltspeise[1]) von der Smaltebereitung, in der beim Verschmelzen silberhaltiger Kobalt- und Nickelerze entstehenden Speise und in Stein. Zuweilen concentrirt sich ein Wismuthgehalt der Blei-, Kupfer- und Silbererze, welcher in denselben nicht nachzuweisen ist, bei der Verarbeitung dieser Erze in Zwischenproducten, z. B. in Joachimsthal[2]), auf den Oberharzer[3]) und Unterharzer[4]) Hütten in der Glätte (Bd. I. S. 776) und der Testasche vom Feinbrennen des Silbers (Bd. I. S. 779).

erth der Proben.

§. 162. Wismuthproben. Die Proben auf trocknem Wege (gewöhnlich docimastische oder Löthrohrproben) sind theils weniger, theils hinreichend genau. Die vorgeschlagenen maassanalytischen Proben entsprechen den Anforderungen der Technik nicht.

---

1) Kraus, Jahrb. II, 64. 1849.

2) B. u. h. Ztg. 1859. S. 287, 420.

3) Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860. S. 462, 471. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 67.

4) Kerl, Rammelsberg. Hüttenpr. 1861. S. 138. — B. u. h. Ztg. 1854. S. 112. — Bgwfd. III, 289.

A. Docimastische Proben.

1) Probe für gediegen Wismuth. Man thut bis 1 Civilpfund Erz in haselnussgrossen Stücken in einen am Boden durchlöcherten Thontiegel, setzt diesen in einen andern Tiegel theilweise ein, verstreicht die Fugen zwischen beiden mit Thon und versieht den oberen Tiegel mit einem dicht schliessenden Deckel. Umgibt man dann den untern Tiegel mit Asche und erhitzt den obern mittelst darungelegter glühender Kohlen bis zur starken Rothgluth, so saigert das gediegene Wismuth aus dem Erz aus und gelangt in den Untersatz. Es ist nicht zu vermeiden, dass zwischen den Erzen kleine Wismuthkugeln hängen bleiben, weshalb diese Methode nicht auf Genauigkeit Anspruch machen kann; sie genügt indessen zur Controle des ähnlich ausgeführten Hüttenprozesses. Die nachstehenden Methoden geben genauere Resultate. Probe fi ged. Wi

2) Proben für Wismuthglanz mit oder ohne gediegen Wismuth. Proben i Wismut glanz.

a) Von dem mehr oder weniger Erden enthaltenden Erz wird, nach Analogie der Bleiproben, 1 Probircentner mit dem 2- bis 3fachen Potasche und Mehl (S. 10) und 50—100 % Boraxglas gemengt, in einer Bleitute mit Kochsalz bedeckt und bei etwas niedrigerer Temperatur und nicht ganz so anhaltend, wie eine Bleiprobe, geschmolzen.

Das erfolgende Wismuthkorn enthält, wenn die Erze unrein waren, noch andere Metalle, und kann alsdann der Wismuthgehalt in demselben nur auf nassem Wege bestimmt werden, indem man das Korn nach Ullgreen[1]) mit Salpetersäure behandelt, bei abgeschiedenem Zinnoxyd filtrirt, aus dem Filtrat Blei und Wismuth durch kohlensaures Ammoniak ausfällt, den Niederschlag in Essigsäure löst und aus dieser Lösung das Wismuth durch metallisches Blei präcipitirt. Ersteres wird mit heissem Wasser gut ausgewaschen, bei etwa 120° C. rasch getrocknet und gewogen.

Auch kann man das nur aus Blei und Wismuth bestehende Korn in verdünnter Salpetersäure lösen, die Lösung mit Schwefelsäure fast zur Trockne dampfen, das schwe-

1) Berzelius, Jahresber. XX. Hft. 2.

felsaure Bleioxyd nach vorherigem Verdünnen abfiltriren etc. und den daraus gefundenen Bleigehalt von dem Gewichte des angewandten Königs abziehen, wo dann die Differenz den Wismuthgehalt ergibt. Derselbe lässt sich zur Controle auch direct bestimmen, wenn man aus der vom schwefelsauren Bleioxyd abfiltrirten Lösung durch kohlensaures Ammoniak das Wismuth ausfällt, dann das filtrirte und getrocknete Präcipitat mit etwa 1 Probircentner schwarzem Fluss und einer Kochsalzdecke in einer Bleitute $^{1}/_{4}$ Stunde lang bei mässiger Glühhitze auf Wismuth verschmilzt.

Nach Patera[1]) wird wismuthhaltiges Werkblei dadurch am schnellsten auf seinen Wismuthgehalt untersucht, dass man dasselbe in verdünnter Salpetersäure löst, zur Umwandlung der Oxyde in Chloride einen Ueberschuss von Salzsäure hinzufügt und dann die Lösung mit starkem Weingeist versetzt. Man bringt die entstandenen unlöslichen Niederschläge von Chlorblei und Chlorsilber auf ein gewogenes Filter, süsst mit Weingeist aus, trocknet und zieht von dem gefundenen Blei das durch die Capellenprobe ermittelte Silber ab. Das Wismuth wird aus der weingeistigen Lösung durch kohlensaures Ammoniak gefällt und nach dem Glühen als Wismuthoxyd bestimmt.

Probirtute vorsichtig zur Entfernung des überschüssigen Arsens, thut auf die erkaltete, zusammengefrittete Masse 10—25 Pfd. Eisendraht, darauf die abgewogene, etwa vierfache Menge von dem zu erwartenden Wismuthgehalt Blei, bedeckt Alles mit 2 Probircentnern Potasche und Mehl, dann mit Kochsalz und setzt den bedeckten, auf der Kochsalzdecke mit einem Stückchen Kohle versehenen Tiegel einer halbstündigen starken Rothglühhitze aus. Beim Entschlacken entfernt man durch einige Hammerschläge die spröde Speise von der geschmeidigen Legirung von Blei und Wismuth, wiegt letztere aus und zieht vom erhaltenen Gewichte die zugesetzte Bleimenge ab, wobei aber zu berücksichtigen ist, dass von letzterer etwa 4 % verflüchtigt sind. Ein Kupfergehalt im Erz geht hierbei meist in die Schlacke; ein Bleigehalt muss auf nassem Wege, wie oben, nachgewiesen werden.

Ein docimastisches Verfahren für nickel-, kobalt- und wismuthhaltige Erze ist auch in KRAUS' österr. Jahrb. 1849 Bd. 2. S. 64 angegeben.

B. Löthrohrproben nach PLATTNER.[1]) PLATTNER's Verfahren, den Wismuthgehalt einer Substanz vor dem Löthrohre zu ermitteln, besteht im Allgemeinen darin, dass man 100 Milligramm Probegut (aufbereitete wismuthhaltige Nickel- und Kobalterze, gediegen Wismuth, Tellurwismuth, Wismuthsilber, Kobalt- und Nickelspeise, Wismuthglanz, Kupferwismutherz, Wismuthsilbererz, Nadelerz, Kobellit, Nickelwismuthglanz, Wismuthoker, Wismuthspath, Bismuthit, Kieselwismuth, Hypochlorit) mit 25—30 Milligramm Eisendraht und 50—200 Milligramm feinem Silber in Form von Schnitzeln in einen Thontiegel (Bd. I. Taf. II. Fig. 41) thut, 300 Milligramm alkalisches Fluss- und Reductionsmittel (S. 23) hinzumengt, das Ganze mit 600 Milligramm Kochsalz bedeckt und den Tiegel im Kohlenhalter mit aufgelegter Deckkohle nach Art einer Bleiprobe (S. 23) 4—5 Minuten schmilzt. Nach dem Erkalten des Tiegels wird das gebildete wismuthhaltige Silberkorn

PLATTNE[R's] quant. Lö[th]rohrprob[e].

1) PLATTNER, Probirkunst mit dem Löthrohr. 1853. S. 631.

von anhaftenden Schlacken-, Stein- oder Speisetheilen mittelst des Hammers möglichst befreit, der letzte Rest davon aber dadurch entfernt, dass man das Korn einige Augenblicke auf Kohle mit etwas Boraxglas in der Reductionsflamme schmilzt. Von dem wismuthhaltigen Silberkorn wird zur Bestimmung des Wismuths die angewandte Silbermenge abgezogen. War das Probegut selbst silberhaltig, so muss dessen Silbergehalt durch eine eigene Probe oder durch Abtreiben des wismuthhaltigen Silbers mit 100 Milligramm Kornblei bestimmt werden.

Zur Ermittelung eines Bleigehaltes in dem wismuthhaltigen Silberkorn wird dasselbe mit dem 10- bis 12fachen doppelt schwefelsaurem Kali im Platinschälchen geschmolzen, das gebildete schwefelsaure Silberoxyd ausgelaugt, aus dem Rückstand das schwefelsaure Wismuthoxyd durch Schwefelsäure weggelöst und aus dem zurückgebliebenen schwefelsauren Bleioxyd der Bleigehalt berechnet.

Enthält das Probegut viel **Arsen** (**manche aufbereitete wismuthhaltige Nickel- und Kobalterze**), so wird der Ueberschuss davon vor dem Schmelzen durch Glühen in einer einseitig geschlossenen Glasröhre oder in einem bedeckten Thontiegel ausgetrieben. Bei einem Ge-

§. 163. **Wismuthgewinnungsmethoden.** Die Gewinnung des Wismuthmetalles kann geschehen: **Darstellungsmethode**

1) durch **Saigerung**, das am häufigsten angewandte Verfahren, ein Ausschmelzen des bei einer Temperatur von 249° C. flüssig werdenden Wismuths aus den beibrechenden erdigen und metallischen Beimengungen. Man gewinnt auf diese Weise zuweilen das Wismuth als Nebenproduct bei der Reinigung der Kobalt- und Nickelerze. Die auf verschiedenen Hüttenwerken ausgeführten Saigermethoden unterscheiden sich hauptsächlich durch die Einrichtung der Saigerapparate, welche einen wesentlichen Einfluss auf das Metallausbringen und den Brennmaterialverbrauch hat. Im Allgemeinen ist der Saigerprozess billig auszuführen und ein Bleigehalt der Erze bleibt zum grössten Theil in den Saigerrückständen, dagegen ist aber das Wismuthausbringen weit geringer, als z. B. bei der Tiegelschmelzung. **Saigerung**

Als Producte erhält man: **Producte**

a) **Wismuth**, welches gewöhnlich Blei, Nickel, Kupfer, Arsen, Eisen und Schwefelwismuth enthalten kann. Dasselbe wird zur theilweisen Entfernung dieser Unreinigkeiten **Wismuth**

*α*) nochmals bei einer niedrigen Temperatur auf einer geneigten Ebene gesaigert und eben vor dem Starrwerden in runde flache Formen ausgegossen, wobei das früher erstarrende Schwefelwismuth als krystallinische Masse sich absondert. Wird unreines Wismuth auf eine kalte Platte gegossen, so erstarren nach SCHNEIDER[1]) die Verbindungen des Wismuths mit den fremden Stoffen zuerst und aus der erstarrenden Oberfläche wird reines Wismuth flüssig hervorgedrängt;

*β*) mit einer geringen Menge Salpeter anhaltend behandelt, indem man das käufliche Wismuth in einem Tiegel einschmilzt, unter Umrühren von Zeit zu Zeit etwas Salpeter bei einer zum Schmelzen desselben hinreichenden Temperatur so lange hinzufügt, bis eine herausgenommene Probe an der Luft oberflächlich eine grüne und goldgelbe Farbe annimmt. Blaue, violette und rosenrothe Farben deuten noch auf unreines Metall. In diesem Zustande der Reinheit

1) POGG., Ann. Bd. 96. S. 494. — Bgwfd. 1855. No. 47. S. 718.

[redacted]



gibt das Wismuth schöne und grosse Krystalle, wenn man den Tiegel bedeckt, auf den Deckel einige Kohlen legt, die Oberfläche erstarren lässt, die starre Kruste durchstösst und den noch flüssigen Inhalt ausgiesst;

γ) in eisernen Kesseln umgeschmolzen, wobei man die Unreinigkeiten abschäumt, oder

δ) auf einem Teste abgetrieben. Dabei saugt sich unter Zurücklassung von Eisen, Nickel etc. auf dem Teste das Wismuthoxyd in die Testasche, welche beim nachherigen Zusammenschmelzen mit schwarzem Fluss das Wismuth ziemlich rein fahren lässt. Das auf diese Weise gereinigte Wismuth enthält immer noch geringe Mengen von Arsen, Schwefel und Eisen, die sich nur auf nassem Wege vollständig entfernen lassen.

Bei einem grösseren Bleigehalte des Wismuthes oder wenn sich, wie beim Joachimsthaler Schmelzprozess, das in den Erzen in geringer Menge enthaltene Wismuth im Reichblei ansammelt, kann nach PATERA[1]) die Trennung des Wismuths von Blei durch ein oxydirendes Schmelzen im Treibofen geschehen.

Wird wismuthhaltiges Blei abgetrieben, so oxydirt sich zuerst das Blei und gegen Ende des Treibens bildet sich eine grüne, stark wismuthhaltige Glätte (schwarze Glätte). Wird diese im Krummofen reducirt und das dabei erfolgende wismuthreichere Blei abermals abgetrieben, so oxydirt sich wieder zuerst das Blei, fliesst als Glätte ab und saugt sich in den Herd, dann wird die Glätte immer ärmer an Blei und reicher an Wismuth, bis ein Punct kommt, bei welchem fast bleifreies Wismuth im Treibherde zurückbleibt. Durch öfteres (1—½stündiges) Nehmen von Proben und Untersuchung derselben nach PATERA's Methode auf nassem Wege (S. 818) lässt sich der bezeichnete Punct leicht ermitteln. Man hat auf diese Weise im Grossen 80 % des in Arbeit genommenen Wismuths gewonnen, welches nur Spuren von Blei und Eisen und 0,42 % Silber enthielt.

1) Bericht üb. die erste allgem. Versamml. von Berg- u. Hüttenm. zu Wien. Wien 1859. S. 93. — B. u. h. Ztg. 1859 S. 287. — Oest. Ztschr. 1859. S. 175.

Die aus schwarzer Glätte reducirte Legirung enthielt 34,5 % Wismuth und 65,5 % Blei.

Nach VOGL[1]) ist Wismuth nicht flüchtiger, als Blei, indem beim Abtreiben der Joachimsthaler Werkbleie der Metallabgang 7—9 % beträgt, mag mehr oder weniger Wismuth in den Bleien vorhanden sein. Es bedarf beim Abtreiben wismuthhaltiger Bleie keiner so hohen Temperatur, als bei reinen Bleien, aber der Prozess dauert bei der schwereren oder langsameren Oxydation des Wismuths länger, so dass, während 150 Ctr. reine Bleie in 24 Stunden und früher abgetrieben sind, die Wismuthbleie 3—4mal so lange Zeit erfordern.

Versuche, die wismuthhaltige Glätte auf nassem Wege zu bearbeiten — z. B. durch Behandeln mit Salzsäure und Schwefelsäure, um unlösliches Blei und lösliches Wismuthsalz zu gewinnen oder flüchtiges Chlorwismuth zu bilden — gaben ungünstige Resultate.

b) Saigerrückstände, Wismuthsaigerkrätze, wird entweder noch in Wasser umgerührt, um wismuthreichen Schlamm abzusondern (Joachimsthal) oder auch wohl in einem Flammofen mit Flussmitteln eingeschmolzen, um noch einen Theil Wismuth zu erhalten (Schneeberg). Bei einem hinreichenden Nickel- und Kobaltgehalt werden die Rückstände auf Speise verschmolzen, welche beim Saigern noch Wismuth gibt. Saigerkrä

2) Wismuthgewinnung durch Tiegelschmelzung. In Folge des Steigens des Wismuthpreises auf mehr, als ein Drittel von dem des Silbers hat man zu Joachimsthal[2]) statt der Saigerung ein Verschmelzen der Erze mit Soda, Flussspath und Kalk in Tiegeln vorgenommen, um ein möglichst vollständiges Ausbringen zu erzielen, und selbst ärmere Erze mit nur 2 % Wismuth vortheilhaft noch zugutegemacht. Das Mehrausbringen an Wismuth wiegt die im Vergleich mit dem ehemaligen Saigerprozess erwachsenden hohen Unkosten reichlich auf. Ein Bleigehalt der Erze ist stets schädlich und geht grossentheils ins Wismuth, weshalb Tiegelschmelzu

1) Oesterr. Ztschr. 1862. S. 257.
2) Oest. Ztschr. 1862. S. 259.

bleihaltige, wismutharme Erze nicht mehr vortheilhaft zu verschmelzen sind. Dagegen lässt sich ein Kobalt- und Nickelgehalt der Erze ohne den geringsten wahrnehmbaren Verlust in einer Speise anreichern.

Bei einem Gehalt der Erze an Schwefelwismuth und bei Anwesenheit arsenhaltiger Nickel- und Kobalterze bedarf es eines Zuschlages von Eisen, um Schwefel und Arsen zu binden, weil sonst die Verflüchtigung von Wismuth bei freiwerdendem Arsen grösser wird und die Speise wismuthreicher, auch Schwefelwismuth theilweise unzersetzt bleibt und in die Speise geht. Bei Anwendung von Gusseisen statt Schmiedeeisen entsteht in Folge der leichteren Schmelzbarkeit des ersteren ein grösserer Eisenverbrauch, die Speise wird reicher an Eisen und ärmer an Kobalt und Nickel.

Beim Verschmelzen der Wismutherze in einem 28 Fuss hohen Bleiofen erhielt man ungünstige Resultate; das bei einer niedrigen Temperatur flüssig bleibende und sehr dünnflüssige Wismuth dringt leichter als Blei ins Ofengemäuer und in das Gestübbe des Herdes, der grössere Theil des Wismuths geht in die Krätzen und somit ist das procentale Ausbringen ungünstig. Auch bedarf es zur Bildung [redacted]

räumen des abgesaigerten und gerösteten Erzes (Wismuthgraupen) findet sich das Wismuth am Boden. Dasselbe wird zusammengesucht und durch Verwaschen vom Kohlenklein getrennt, nachher noch durch Umschmelzen gereinigt. Diese Methode liefert zwar die geringste Menge Wismuth (wegen des Vermengtseins mit Asche Aschblei genannt), erfordert aber wenig Zeit und Brennmaterialaufwand.

B. Aussaigern des Wismuths auf Herden. Ein gewöhnlicher Saigerherd ist mit einem Gewölbe überspannt und an der hintern Seite mit einer Rostfeuerung versehen. Auf den Saigerscharten befindet sich das mit Kohlenklein gemengte wismuthhaltige Kobalterz, und man schützt das aussaigernde und in einen Behälter fliessende Wismuth dadurch vor der Einwirkung der Luft, dass man in die Saigergasse Kohlenklein oder Brände legt. Herdsaigerung.

Diese Methode ist vollkommener, als die vorhergehende, steht jedoch der folgenden nach.

C. Aussaigern des Wismuths in eisernen Röhren. Röhrensaigerung.

1) Zu Schneeberg[1]) in Sachsen liegen über einer Feuerung (Bd. I. S. 540. Taf. XII. Fig. 311) in 2 Reihen 11 gusseiserne elliptische Röhren *a* von 4 Fuss Länge; die 5 oberen Röhren haben 8 und 6 Zoll, die 6 unteren 12 und 8 Zoll Weite. Jede hochgestellte Röhre erhält 20—25 Pfd. Erz[2]) durch die hintere Oeffnung, welche dann mit einem Bleche verschlossen wird. Schneeberg.

Die mit Kobalt- und Nickelerzen vorkommenden Wismutherze enthalten durchschnittlich 12% Wismuth. Dieses saigert etwa zu $^2/_3$ während 15—20 Min. aus. Zur Feuerung gehen während 24 Stunden 2 Klafter Scheitholz, die verbrannten Gase entweichen durch Oeffnungen *d* im Gewölbe. Das aussaigernde Wismuth fliesst durch ein Loch in der untern verschlossenen Röhrenmündung in zwei nach der Mitte des Ofens zu geneigte Rinnen *b* und von hier in einen, um seine Axe drehbaren Kessel, worin man dasselbe

1) Lampad., Hüttenkde. 2. Thl. 3. Bd. S. 153. — Dessen Fortschr. 1839. S. 240. — Plattner's Vorlesungen. II, 21.

2) Erzvorkommen: v. Cotta's Erzlagerst. II, 49.

durch untergelegte glühende Kohlen flüssig erhält. Aus diesem Kessel giesst man das Wismuth von Zeit zu Zeit in eiserne, vor den Kessel gezogene, auf Rädern ruhende Pfännchen.

Die Rückstände zieht man aus der hintern Oeffnung der Röhre über eine geneigte Fläche in einen am Boden durchlöcherten Kasten, welcher in einem grösseren, mit Wasser gefüllten Kasten *f* steht. Sobald ersterer mit Rückständen gefüllt ist, hebt man ihn mittelst eines Schwengels empor und, nachdem das Wasser abgelaufen, auf die Hüttensohle. Bei hinreichendem Nickel- und Kobaltgehalt verarbeitet man die Rückstände auf Speise, welche beim Saigern auf einem Herde (S. 825) noch Wismuth gibt.

Beim Verschmelzen des Gekrätzes in einem kleinen Flammofen mit Soda und Steinkohlenpulver erhielt man neben einer sehr flüssigen Schlacke noch etwas unreines Wismuth, welches vor dem Eintritt in die Form erst eine eiserne, mit Lehm ausgestrichene und auf dem Boden mit einem Ablauf versehene Stichpfanne passiren musste. In letzterer setzte sich ein Product ab, welches nach WINKLER[1]) aus $5\ \ddot{Bi} + 4\ ([Co, Ni, Fe]^4\ As)$ bestand.

Statt des beschriebenen Saigerofens hat PLATTNER einen in Bezug auf Brennmaterialersparung zweckmässigeren Ofen (Bd. I. S. 540. Taf. XII. Fig. 312) construirt, für welchen von SCHEERER[2]) Gasfeuerung empfohlen worden.

Im Jahre 1860 sind in Sachsen producirt: im Altenberger Revier 1 Ctr. 95 Pfd. Wismuth (104 Thlr.); im Marienberger Revier 5 Ctr. 88⅓ Pfd. Wismuth (701 Thlr. 27 Sgr.), 19 Ctr. Saigerrückstände (617 Thlr. 14 Sgr. 2 Pf.) und 9 Ctr. 60 Pfd. Wismuthschlieg (178 Thlr. 18 Sgr.); im Schwarzenberger Revier 68 Ctr. 12 Pfd. Wismuth (9522 Thlr. 21 Sgr. 1 Pf.), 15 Ctr. 58 Pfd. bleihaltiges Wismuth (193 Thlr. 20 Sgr. 5 Pf.), 109 Ctr. 63 Pfd. Wismutherz (2206 Thlr. 5 Sgr. 2 Pf.) und 49 Ctr. 30 Pfd. Wismuthgekrätz (1993 Thlr. 14 Sgr. 3 Pf.).

Joachimsthal.

2) Früheres Verfahren zu Joachimsthal.[3]) Die

1) B. u. h. Ztg. 1859. S. 330.
2) SCHEERER, Met. I, 520.
3) Oest. Ztschr. 1859. S. 174. — B. u. h. Ztg. 1859. S. 420.

meisten Kobalt- und Nickelerze der Joachimsthaler Gänge (S. 156) enthalten einen geringen Wismuthgehalt, welcher sich in den Reichbleien und der schwarzen Glätte soweit anreichert, dass eine Gewinnung des Wismuths nach PATERA's Methode daraus geschehen kann.

Ein geringerer Theil solcher Erze kommt bei grösserem Wismuthgehalt direct zur Saigerung in einem Röhrenofen mit 3 Röhren von der Schneeberger Construction (S. 825). Etwa 10 Min. nach dem Einsetzen fängt das Wismuth an auszusaigern und unter öfterem Wenden ist der Prozess nach etwa 1/2 Stunde beendigt. In Folge der äusserst festen und compacten, Kobaltnickel führenden Quarzmasse, in welcher das Wismuth ziemlich dicht, aber äusserst fein vertheilt vorkommt, ist das Ausbringen ein verhältnissmässig geringes. Durch Rühren und Durchfegen in einem Wassertroge sondern sich auf der Oberfläche der Rückstände ausgeschwitzte Wismuthkügelchen in Gestalt eines Schlammes ab. Durch Zerkleinern der Rückstände und nochmaliges Saigern erfolgte kein Wismuth mehr. Angereicherte Setzgraupen liessen sich rasch und gründlich aussaigern.

Wegen ihres Gehaltes an Silber, Kobalt, Nickel und Wismuth gab man die Saigerrückstände früher in die Bleiarbeit und verarbeitete die beim Abtreiben erfolgende wismuthreiche schwarze Glätte auf Wismuth (S. 822). Zur Zeit werden die Erze, da die Bleiarbeit der Silberextraction auf nassem Wege gewichen ist, die Rückstände mit 10—20% Wismuth unter Zuschlag von Kalkstein, Aetzkalk und 20% Eisen in grösseren Stücken auf Wismuth und Speise verschmolzen, wobei eine sehr arme Schlacke erfolgt. [1]

§. 165. **Beispiele für Wismuthgewinnung durch Tiegelschmelzen.**

Bei diesem neuerdings zu Joachimsthal von VOGL (S. 823) ausgeführten Verfahren werden Erze mit höchstens 30, durchschnittlich mit unter 10% Wismuth, nachdem sie feingewalzt oder gepocht, mit 28% Eisendrehspänen und altem Schmiedeeisen in groben Stücken, 15—50% (je nach dem Kieselsäuregehalt) Soda, 5% Kalk und 5% Flussspath Joachimsthal.

1) Oest. Ztschr. 1862. No. 12. — B. u. h. Ztg. 1862. S. 352.

gemengt, und eine Charge von 1 Ctr. in einem 23 Zoll hohen und 16 Zoll weiten vorgewärmten belgischen Tiegel eingetragen. Nachdem noch 5% des Sodazuschlages als Decke gegeben, deren baldiges Schmelzen einer Wismuthverflüchtigung entgegenwirkt, versieht man den Tiegel mit einem Deckel und gibt Kohlen in den Zugofen, worin der Tiegel auf einem Rost steht. Da sich letzterer bald verstopft, so schliesst man die Aschenfallthür und führt die Verbrennungsluft durch 5 Löcher an der Peripherie oberhalb des Rostes zu. Beim zweiten Aufgeben von Kohle arbeitet man die theilweise geschmolzene Masse durcheinander und schöpft, sobald Alles in Fluss ist, mit schmiedeeisernen Löffeln je nach Umständen Schlacke oder auch Speise und bei hinreichender Menge auch Wismuth aus. Die in zuckerhutförmige Gusseisenformen geschüttete Masse gestattet unten in der Spitze eine Ansammlung von Speise- und Wismuththeilen, welche wieder eingetragen werden können. Man verschmilzt täglich 2—3 Ctr. Erze und in einem Tiegel können innerhalb 78 Stunden nur 11 Ctr. Erz verarbeitet werden, dann ist er zerstört. Verbesserungsversuche hinsichtlich Oefen und Feuerung werden zu Ersparungen führen. Die erfolgende Speise enthält noch 2% Wismuth, die Schlacke ist nahe wismuthfrei, wenn sie hinreichend flüssig, rein schwarz und glasig erscheint. Gewöhnlich enthält sie weisse Körnchen von Kieselsäure eingemengt. Die erforderliche Menge Soda zur Erzeugung einer flüssigen Schlacke bestimmt man durch Probiren. Man gibt beim ersten Eintragen einer neuen Erzpost hinreichend davon und bricht dann so viel ab, als es die Schmelzbarkeit zulässt. Die aus derselben entweichende Kohlensäure befördert das Niedersinken des Wismuths.

Die Unkosten betragen bei Erzen von 30% Wismuthgehalt 14 fl., bei 5% 22 fl. und bei 2% übersteigt der Werth des ausgebrachten Productes von 34 fl. immer noch die Unkosten. Der Preis für 1 Wien. Handelspfund Wismuth ist innerhalb eines Jahres von 3 auf 17 fl. hinaufgegangen. Die Vortheile des Prozesses vor der Saigerung sind S. 823 aufgeführt.

---

# Nachträge.

## I. Blei.

### 1. **Bleiprobe zur Müsener Hütte** (S. 17).

1 Ctr. Probirgut wird mit 4 Ctr. rohem Fluss (2 Weinstein und 1 Salpeter) in der Reibschale innig gemengt, bei reichen Erzen noch 10—15 % Eisenfeile und bei strengflüssiger Gangart 10—15 Pfd. Boraxglas oder 10—15 Pfd. Spatheisenstein zugesetzt. Die in einer Kupfertute mit Kochsalz bedeckte Beschickung wird entweder im Zugofen oder im Gebläseofen geschmolzen, nachdem die Tute mit einem loseschliessenden Deckel versehen. Bei Anwendung des Gebläseofens setzt man 4 Tuten in denselben, füllt die Zwischenräume mit kleinen Holzkohlen aus, zündet dieselben von oben her an, wobei in den Tuten ein Prasseln und leises Zischen wahrzunehmen, und lässt, wenn dieses aufhört, das Gebläse an. Nach 15—20 Min., wenn die Masse nicht mehr schäumt und keine Bläschen entstehen, ist die Schmelzung vollendet. — Im Zugofen finden 12—15 Tuten Platz, zwischen und über welche ein Gemenge von Holzkohlen und Koks kommt, welches von oben bei fest verschlossener Zugöffnung angezündet wird. Sind nach etwa 1 Stunde die Kohlen bis unten durchgebrannt und hat die Verpuffung aufgehört, so schliesst man die Einsatzthür, öffnet die Zugöffnung und schmilzt 20—25 Min. Eine gut gerathene Probe gibt den Bleigehalt um 1—2 % geringer an, als die Analyse. Sitzt der König höckerig in der Schlacke oder ist er ganz fest mit ihr verbunden, so ist das Blei entweder noch nicht völlig aus derselben ausgeschmolzen oder theilweise schon als Oxyd verschlackt (übergaar).

[redacted]



Bei gut gerathener Probe lässt sich der König leicht und rein von der Schlacke trennen (Preuss. Ztschr. 1862. X, 176).

2. **Schmelzprozess zu Holzappel**[1]) (S. 208).

Erze. Diese bestehen aus Bleiglanz mit Blende und wenig Kupferkies; in oberen Teufen der Grube Holzappel kommen auch Fahlerz und Weissbleierz vor. Die Gangarten sind Spatheisenstein, Quarz und Thonschiefer. Die nach der Aufbereitung immer noch sehr blendigen Erze enthielten nach einer Analyse:

| | Pb | Zn | S |
|---|---|---|---|
| Stufferze . . . | 51,5 % | 9,01 % | 11,6 % |
| Setzgraupen . . | 57,5 „ | 9,91 „ | 13,0 „ |
| Sande u. Schlämme | 54,5 „ | 16,01 „ | 15,5 „ |

Bei der Aufbereitung gewinnt man auch Stückblende mit 52—53, Sandblende mit 41 — 43 und Blendeschlamm mit 38—41 % Zink.

Behuf der Probirung werden 20 Gramm Erz in eisernen Tiegeln mit dem $1\frac{1}{2}$fachen Flussmittel verschmolzen, welches aus 1 Borax, 2 Salpeter, 3 Weinstein und 6 Soda besteht; Hüttenproducte werden mit diesem Flussmittel in Thontiegeln behandelt. Ein Eisentiegel kostet 1 fl. und hält 30 Schmelzungen aus.

Rösten der Erze. Die verschiedenen Erzsorten werden, wie sie vorhanden sind, in einem Flammofen mit 5 Arbeitsthoren geröstet, welchen eben so viel Abtheilungen auf dem Herde entsprechen. Der Herd des Ofens besteht zu unterst aus Lehm, darauf kommt eine Lage Kohlenstübbe, dann ein aufgeschmolzenes Gemenge von Bleischlacken und Blende. Das Röstgut bleibt 30 Stunden im Ofen, alle 6 Stunden wird eine Charge von 15 Ctrn. an der Feuerbrücke ausgezogen, indem man das Röstgut durch starkes Feuern kurz vor dem Ausziehen zum Fritten bringt. Man röstet in 24 Stunden 60 Ctr. Erz mit 12—13 Ctr. Steinkohlen bei 2 Arbeitern, von denen der eine 1 Gulden, der andere 50 Kreuzer in einer 12stündigen Schicht verdient. Der Ofen bleibt etwa $\frac{1}{2}$ Jahr im Betrieb. Das Röstgut enthält durch-

1) Handschriftliche Mittheilungen des Hütteningenieurs Stetefeld.

schnittlich 4,27 % Schwefel und der beim Rösten entstehende Flugstaub wird, mit Kalk eingebunden, beim Erzschmelzen zugeschlagen.

Im Jahre 186½ kamen bei einem Aufwand von 1094500 Pfd. Ruhrkohlen und 2001 Pfd. eisernem Gezäh zur Verröstung:

| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 95 Pfd. | Stufferze | mit 1248647 Pfd. | = 53,1 % Blei | u. | 1398,66 Pfd. | = 0,059 % | Silb |
| 65 „ | Setzschlieg | „ 173945 „ | = 55,9 „ „ | „ | 184,614 „ | = 0,059 „ | „ |
| 30 „ | Sandschlieg | „ 946356 „ | = 53,5 „ „ | „ | 946,772 „ | = 0,053 „ | „ |
| 90 Pfd. | Erz | mit 2368948 Pfd. | = 53,4 % Blei | u. | 2529,946 Pfd. | = 0,057 % | Silb |
| 55 „ | „ | ab als weniger verhüttet gegen die Einnahme von der Aufbereitung | | | | | |
| 35 Pfd. | verhüttete Summe. | | | | | | |

Ausgebracht wurden:

| | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 61 Pfd. geröst. Erz, 29 „ Herd | mit 2341574 Pfd. Pb | = 59,0 % | u. | 2610,890 Pfd. Ag | = 0,065 |
| 75 „ Flugstaub | „ 21075 „ „ | = 45,4 „ | „ | 9,994 „ „ | = 0,021 |
| Zusammen | 2362649 Pfd. Pb | | u. | 2620,784 Pfd. Ag. | |

Demnach sind gegen die Probe 6299 Pfd. Blei = 0,26 % weniger und 90,838 Pfd. Silber mehr ausgebracht; daher ist der Silberverlust nicht bestimmbar, was in der Probe liegt.

Auf 100 Pfd. rohes Erz kommen: 24,79 Pfd. Kohlen, 0,05 Pfd. Eisen, 89,85 Pfd. geröstetes Erz, 1,05 Pfd. Flugstaub und 0,16 Pfd. Herd.

100 Pfd. Bleiglanz kosten der Hütte durchschnittlich 4,054 Guld. und die Röstkosten sind folgende:

| | auf 100 Pfd. geröst. Erz | auf 100 Pfd. rohen Bleiglanz. |
|---|---|---|
| an Arbeitslöhnen . . . | 0,111 Guld. | 0,100 Guld. |
| „ Brennmaterial . . . | 0,136 „ | 0,123 „ |
| „ Spateln . . . . . | 0,010 „ | 0,010 „ |
| „ verschied. Kosten . . | 0,037 „ | 0,032 „ |
| „ Reparaturen . . . . | 0,009 „ | 0,008 „ |
| Summa | 0,303 „ | 0,273 „ |

Verschmelzen des Röstgutes in Schachtöfen. Die Schmelzöfen von der allgemeinen Construction der Stolberger (S. 229), nur als Sumpföfen zugemacht, sind unten hinten 1,15 Met., vorn 0,85 M. weit, 1 M. tief und 5 M. hoch; obere hintere Weite 1,30 M., obere vordere Weite

[redacted]



0,90 M., obere Tiefe 0,70 M.; Entfernung der beiden Formmittel von einander 0,45 M., Düsendurchmesser 0,05 M., Windpressung 1—1½ Z. Quecks. Die Brust liegt 0,15—0,20 M. unterhalb der Formen und der Tiegel wird 0,30 M. tief ausgeschnitten. Die Oefen machen monatliche Campagnen und man verschmilzt in 24 Stunden bei einem Ausbringen von 60 Ctr. Blei 70—100 Ctr. geröstete Erze, welche z. B. wie folgt beschickt werden:

| | | |
|---|---|---|
| 1400 | Pfd. | gerösteter Bleiglanz, |
| 200 | „ | Ofenbrüche, |
| 150 | „ | Herd und Herdklein, |
| 50 | „ | braunes Erz (Weissbleierz), |
| 1400 | „ | Bleischlacken, |
| 200 | „ | Eisenschlacken (6,8 $\ddot{\mathrm{Si}}$, 85,7 $\bar{\mathrm{Fe}}$, 60 Roheisen), |
| 50 | „ | Spatheisenstein von Holzappel (18 $\ddot{\mathrm{Si}}$, 59,7 $\dot{\mathrm{Fe}}\ddot{\mathrm{C}}$, 18,2 $\dot{\mathrm{Mn}}\ddot{\mathrm{C}}$ 2,5 $\dot{\mathrm{H}}$, 20 Roheisen), |
| 100 | „ | Dernbacher Erz (12,8 $\ddot{\mathrm{Si}}$, 2,4 $\dot{\mathrm{Pb}}\ddot{\mathrm{C}}$ oder $\dot{\mathrm{Pb}}\bar{\mathrm{P}}$, 71,8 $\bar{\mathrm{Fe}}$, 3,0 $\bar{\mathrm{Mn}}$, 10,6 $\dot{\mathrm{H}}$, 26,5 Roheisen), |
| 175 | „ | Kalkstein, |
| 60 | „ | Wascheisen. |

Die Oefen flammen leicht, die Nasen kommen öfters in Unordnung, in Folge der Eisenreduction versetzt sich der Ofen leicht und muss dann durch Löcher in der aus Lehmsteinen bestehenden Vorwand aufgeräumt werden. Eine eigentliche Steinbildung findet nicht statt; die sich zwischen Werkblei und Schlacke absetzende schaumsteinartige Masse wird wieder mit durchgeschmolzen. Der Flugstaub mit etwa 7 % Zink kommt zur Hartbleifabrikation und die Schlacken mit 0,5 — 1 % Blei werden abgesetzt. Alte Schlacken (a) bei der früheren Haufenröstung und neue Schlacken (b) bei der Flammofenröstung enthielten:

| | a | b |
|---|---|---|
| Kieselerde . . . . . . . . | 30,3 | 26,5 |
| Thonerde . . . . . . . . | 7,4 | 17,6 |
| Kalkerde . . . . . . . . | 3,0 | 11,3 |
| Eisenoxydul . . . . . . . | 20,8 | 24,2 |
| Bleioxyd . . . . . . . . | 6,7 | 0,9 |
| Mangan- und Zinkoxyd . . | 28,8 | 7,2 |

Auf 100 Pfd. Erze und Hüttenproducte gehen an Zuschlägen etc.: 13,66 Eisenschlacken, 7,58 Spatheisenstein, 7,74 Kalkstein, 12,17 Dernbacher Erz, 1,78 Wascheisen, 0,08 Flussspath, 0,54 Maass à 112 Pfd. Holzkohlen und 32,03 Pfd. Koks bei einem Ausbringen von 55,16 Pfd. Rauhwerken. Zum Verschmelzen von 100 Pfd. Erzen, Hüttenproducten und Zuschlägen braucht man 13,91 Pfd. Koks; der Bleiverlust beträgt 6,48 % und an Silber wird ein Plus ausgebracht. Es betragen die Schmelzkosten auf

| | 100 Pfd. Blei | 100 Pfd. Erz. |
|---|---|---|
| Arbeitslohn . . | 0,244 Guld. | 0,134 Guld. |
| Kohlen . . . | 0,456 „ | 0,250 „ |
| Zuschläge . . | 0,251 „ | 0,139 „ |
| Flussspath . . | 0,002 „ | 0,001 „ |
| Gebläse u. Varia | 0,191 „ | 0,106 „ |
| Gezähe etc. . . | 0,006 „ | 0,003 „ |
| Reparatur . . | 0,044 „ | 0,024 „ |
| Summa | 1,194 „ | 0,657 „ |

Nach einer annähernden Berechnung gehen von 100 Pfd. im Erz vorgelaufenen Blei verloren:

| | | |
|---|---|---|
| beim | Rösten . . . . . | 0,26 % |
| „ | Schmelzen . . . | 6,46 „ |
| „ | Treiben . . . . | 3,06 „ |
| „ | Glättfrischen . . . | 1,88 „ |
| „ | Herdschmelzen . . | 0,54 „ |
| „ | Frischkrätzschmelzen | 0,58 „ |
| „ | Hartbleiverschlacken | 0,27 „ |
| | Zusammen | 13,05 %. |

### 3. Schmelzprozess zu Emser Hütte[1]) (S. 231).

Erzröstung. Man bringt das Röstgut nicht zum völligen Sintern, wie z. B. zu Stolberg (S. 229) und Holzappel (S. 208), weil bei dem Blendegehalt des Erzes hierzu eine mit Bleiverlusten verbundene hohe Temperatur erforderlich wäre und ein Steinfall erstrebt wird, um in diesem Producte das im beibrechenden Fahlerz enthaltene Antimon zu concentriren. Im Jahre 186½ erfolgten mit 4646 Ctr. Stein-

1) Handschriftliche Mittheilungen vom Hütteningenieur Stetefeld.

kohlen von 25150 Ctr. rohem Erz 22636 Ctr. geröstetes Erz bei 6,6 % Bleiverlust (wohl incl. des Flugstaubes). Danach gingen auf 100 Ctr. rohes Erz 18,4 Ctr. Steinkohlen und man verarbeitete in 24 Stunden 74,1 Ctr. Erz mit 13,6 Ctr. Kohlen.

Erzschmelzen. Dasselbe geschah früher in einförmigen Oefen von der Harzer Construction, wird jetzt aber bei Ersparung von Brennmaterial in 2förmigen VOGL'schen Oefen ausgeführt.

Im 1förmigen Ofen setzte man in 24 Stunden 56,2 Ctr. Erz durch, brachte im Werkblei 80,07 %, im Stein 8,51 % Blei bei 11,42 % Verlust (wohl incl. Flugstaub) aus und verbrauchte auf 100 Ctr. Erz 27,60 Ctr. Koks, 11,42 Ctr. Wascheisen, 19,55 Ctr. Kalkstein und 35,48 Ctr. Eisenschlacken. Im 2förmigen Ofen werden in 24 Stunden 110,2 Ctr. durchgesetzt, man sammelt im Werkblei 84,5 % und im Stein 8,3 % Blei bei 7,2 % Verlust an und verbraucht auf 100 Ctr. Erz 22,85 Ctr. Koks, 12,92 Ctr. Wascheisen, 15,72 Ctr. Kalk und 36,45 Ctr. Eisenschlacken. Bei einer Schmelzcampagne wurde ein Silberverlust von 1,81 % ermittelt. Die Erzschlacken mit 1—1½ % Blei bestehen nach einer Analyse aus:

Blei und 0,0011 % Silber verschmolzen, welcher wie der erste behandelt wird. Der dritte Bleistein mit 2,5—4 % Blei und höchstens 1 % Kupfer kommt auf die Halde.

**4. Glättefrischen im Flammofen zu Holzappel** (S. 253).

100—120 Ctr. Frischglätte werden zwischen 2 Lagen Steinkohlen in einem kärnthner Flammofen reducirt, der dabei bleibende Rückstand (Frischkrätze) im Schachtofen auf Hartblei verschmolzen, dieses in Quantitäten von 120 bis 125 Ctrn. während 6—8 Tage im Treibofen verblasen (verschlackt), bis sich Glätte bildet, und das zurückbleibende Blei als Weichblei verkauft. Die Verblasenschlacke (Verschlackungsabstrich) kommt zur Hartbleifabrikation.

a) Glättfrischen im Flammofen. Auf 100 Pfd. Glätte kommen bei 2,26 % Bleiverlust 25,37 Pfd. Kohlen, 0,03 Stück Wellen, 0,004 Maass Holzkohlen, 76,65 Pfd. Weichblei, 0,47 Pfd. Armwerke und 16,20 Pfd. Frischkrätze.

Die Kosten betragen

| | auf 100 Pfd. Weichblei | auf 100 Pfd. Glätte. |
|---|---|---|
| an Arbeitslohn . . | 0,070 Guld. | 0,054 Guld. |
| „ Brennmaterial . | 0,175 „ | 0,134 „ |
| „ Gezäh . . . . | 0,003 „ | 0,003 „ |
| „ Varia . . . . | 0,021 „ | 0,015 „ |
| „ Reparatur . . . | 0,008 „ | 0,007 „ |
| Summa | 0,277 „ | 0,213 „ |

b) Frischkrätzfrischen im Schachtofen. Bei 5,91 % Bleiverlust kommen auf 100 Pfd. Frischkrätze: 3,61 Pfd. Eisenschlacken, 7,72 Dernbacher Erz (S. 832), 5,42 Pfd. Kalkstein, 142,4 Pfd. Bleischlacken, 0,007 Maass Holzkohlen, 44,65 Pfd. Koks und 60 Pfd. Hartblei mit folgenden Kosten:

| | auf 100 Pfd. Blei. | auf 100 Pfd. Krätze. |
|---|---|---|
| Arbeitslohn . . . . | 0,295 Guld. | 0,176 Guld. |
| Brennmaterial . . . | 0,582 „ | 0,383 „ |
| Zuschläge . . . . . | 0,075 „ | 0,045 „ |
| Gezäh . . . . . . | 0,015 „ | 0,011 „ |
| Gebläse und Varia . | 0,210 „ | 0,126 „ |
| Reparatur . . . . . . | 0,032 „ | 0,019 „ |
| Summa | 1,209 „ | 0,760 „ |

[redacted]



c) Verschlacken des Frischkrätzhartbleies im Treibofen. Bei einem Bleiverlust von 3,9 % erfolgten von 98350 Pfd. Hartblei mit 5 Maass Holzkohlen, 1500 Pfd. Koks und 3690 Stück Wellen an 87621 Pfd. Weichblei und 9200 Pfd. Abstrich mit 75 % Blei.

Die Kosten vom Verschlacken des Hartbleies betragen

| | auf 100 Pfd. Weichblei | auf 100 Pfd. Hartblei |
|---|---|---|
| an Arbeitslohn . . . | 0,113 Guld. | 0,100 Guld. |
| „ Brennmaterial . . | 0,195 „ | 0,173 „ |
| „ Gebläse und Varia | 0,028 „ | 0,021 „ |
| „ Reparatur . . . . | 0,003 „ | 0,003 „ |
| Summa | 0,339 „ | 0,297 „ |

Im Jahre $186^{1}/_{2}$ erfolgten von 2262398 Pfd. Glätte mit 573930 Pfd. Ruhrkohlen, 653 Stück Wellen und $85^{1}/_{2}$ Maass Holzkohlen: 1734205 Pfd. Weichblei, 10699 Pfd. Armwerke, 364547 Pfd. Frischkrätze und 2000 Pfd. Flugstaub, welcher nebst dem Herd zum Frischkrätzschmelzen kommt.

## 5. Glättefrischen im Flammofen auf Emser Hütte (S. 254).

Die Frischglätte wird in einem kärnthner Flammofen mit Holzkohlen reducirt, der dabei zurückbleibende antimonreiche Krätz im Schachtofen auf Krätzblei verschmolzen und dieses, obgleich sehr silberarm, behuf seiner Reinigung zum Treiben gebracht. Von 9273,49 Ctr. Glätte erfolgten im Jahre $186^{1}/_{2}$ an 7457,29 Ctr. Weichblei zum Verkauf und 1183,35 Ctr. Frischkrätz, und wurden von 100 Blei bei 3,94 % Verlust im Weichblei 86,77 und in der Krätze 9,29 % Blei angesammelt. 1557,80 Ctr. Frischkrätze gab im Schachtofen 1016,93 Ctr. Krätzblei und wurden bei 3,56 % Verlust im Krätzblei 96,44 % Blei ausgebracht.

## 6. Glättefrischen zu Müsen.

Man verschmilzt die nicht zum Entsilbern der Steine (S. 215) nöthige unreine Frischglätte mit 20—30 % Glättfrischschlacke in einem Krummofen (S. 211) bei 4—5 Zoll langer Nase und 7—8 Trögen Satz auf 1 Trog Koks und setzt in 24 Stunden 40—50 Ctr. Glätte mit 4—5 Tonnen

Koks durch, so dass auf 1 Pfd. Koks 5 Pfd. Glätte oder $6^1/_2$ Pfd. Beschickung kommen. Das erfolgende Weichblei mit 92—95 % reinem Blei und $^1/_2$—$^3/_4$ Loth Silber ist Handelswaare; Bleidreck und Bleikrätze gehen ins Schmelzen zurück, der übrigbleibende Rest ins Abstrichfrischen. Bei einem grössern Fall von diesen Producten verschmilzt man sie allein mit 50 % Glättfrischschlacken und gibt die dabei erfolgende Krätze zum zweiten Abstrich. Die Glättfrischschlacken mit bis 10 % Blei gehen theils ins Schmelzen zurück, theils zum Abstrichfrischen. Der Bleiverlust beim Glättefrischen beträgt etwa 4,79 %. — Ein Glättfrischen in nur 2 Fuss hohen Oefen gab zwar ein gutes Ausbringen und Ersparung an Kohlen, aber ein sehr unreines Blei.

7. **Abstrichfrischen auf Emser Hütte** (S. 271).

Der Abstrich wird im kärnthner Flammofen gesaigert, die dabei erfolgenden silberhaltigen Hartwerke ins Treiben gegeben und die antimonreiche Abstrichkrätze im Schachtofen auf Hartblei verfrischt.

Im Jahre $186^1/_2$ erfolgten von 1580,64 Ctr. Abstrich beim Saigern 879,11 Ctr. Hartwerke zum Treiben und 734,17 Ctr. Krätze, und wurden von 100 Blei 62,08 % in ersteren und 36,20 % in letzterer bei 1,76 % Verlust angesammelt. Beim Frischen von 878,95 Ctr. gesaigertem Abstrich (Krätze) resultirten 492,09 Ctr. Hartblei zum Verkauf und wurden bei 21,25 % Verlust 78,75 % Blei im Hartblei angesammelt. Dieser bedeutende Verlust wird hauptsächlich durch Bildung von Bleistein und in den Schlacken herbeigeführt.

8. **Abstrichfrischen zu Müsen** (S. 271).

Der Abstrich wird mit Krätze von Glättefrischen (S. 837), Glättefrischschlacken oder, wenn es an diesen fehlt, mit 30—40 % Schlacken der eigenen Arbeit, auch wohl mit etwas Eisenschlacken in einem schon zum Glättfrischen gebrauchten Krummofen bei dunkler Gicht und kurzer, heller Nase verschmolzen. Auf 1 Trog Koks kommen 7—8 Tröge Beschickung und man setzt täglich 30—40 Ctr. Abstrich mit

[redacted]



4—5 Ctr. Koks durch, wobei also auf 1 Pfd. Koks 4 Pfd. Abstrich oder 5½ Pfd. Beschickung kommen. Damit das Hartblei eine weisse und keine schmutzig graue Farbe erhält, lässt man es vor dem Ausgiessen im Stechherd soweit abkühlen, bis es oberflächlich weisse Strahlen zeigt. Dasselbe enthält 20—25 %, auf Rothenbacher Hütte wegen der grösseren Fahlerzverhüttung bis 44 % Antimon, 3—4 % Kupfer und ¾—1 Lth. Silber im Centner.

### 9. **Hartbleifabrikation zu Holzappel im Schachtofen** (S. 271).

Auf 100 Pfd. Abstrich von der Treibarbeit und von der Hartbleiverschlackung (S. 836) kommen 0,009 Maass Holzkohlen, 24,77 Pfd. Koks, 123,3 Pfd. Bleischlacken, 7,34 Pfd. Eisenschlacken, 3,49 Pfd. Kalkstein und 1,87 Pfd. Eisen bei einem Ausbringen von 77,6 Pfd. Hartblei zum Verkauf. Die Kosten betragen:

| | auf 100 Pfd. Hartblei | |
|---|---|---|
| Arbeitslohn . . . | 0,112 | Guld. |
| Brennmaterial . . | 0,261 | „ |
| Zuschläge . . . . | 0,090 | „ |
| Gezäh . . . . . | 0,029 | „ |
| Gebläse und Varia | 0,363 | „ |
| Reparatur . . . . | 0,009 | „ |
| Summa | 0,864 | „ |

Auf 100 Pfd. Abstrich betragen die Kosten 0,669 Guld.

### 10. **Reinigung des Bleies von Kupfer durch Pattinsoniren** (S. 279).

Baker hat früher (S. 280) als allgemeinen Grundsatz aufgestellt, dass beim Pattinsoniren eines kupferhaltigen Bleies das Kupfer dem Silber folge und in die Mutterlauge gehe. Nach neueren Versuchen desselben (Dingl. Bd. 165. S. 281) findet dies nur statt und ist dann ein ausgezeichnetes Blei zu erwarten, wenn der Kupfergehalt des zu pattinsonirenden Bleies nicht über 0,02—0,03 % beträgt. Bei mehr Kupfer vertheilt sich dasselbe in die Bleikrystalle und die Mutterlauge, ja erstere können kupferreicher, als letztere werden. So gab ein Blei mit 0,0774 % Kupfer nach der sechsten Krystallisation Krystalle mit 0,0642 und Mutterlauge

mit 0,0570 % Kupfer. Es empfiehlt sich deshalb zur Darstellung eines sehr kupferarmen Bleies, durch Verschmelzen möglichst kupferarmer Bleierze Blei mit einem Kupfergehalt unter der bezeichneten Grenze darzustellen und dann dasselbe zu pattinsoniren.

Wird Mennige mit 0,009 % Kupfergehalt zur Glasbereitung angewandt, so erhält das Glas einen Stich ins Bläuliche oder dasselbe zeigt wenigstens nicht den reinen wässerigen, seine Vollkommenheit bedingenden Glanz. Noch empfindlicher ist Bleiweiss, welches schon bei 0,0071 % Kupfergehalt eine zarte röthliche Färbung von Kupferoxydul erhält, welche verschwindet oder durch einen noch viel zarteren bläulichen Thon von Kupferoxydsalz ersetzt wird, wenn die Luft freien Zutritt hat. Eisen übt keinen Einfluss auf diese Färbung aus, Antimon und Schwefel verdecken dieselbe etwas und das Bleiweiss erscheint missfarbig.

---

## II. Kupfer.

### 1. Deutsche Kupferprobe auf trocknem Wege zur Müsener Hütte (S. 299).

1 Ctr. Probegut (Erze oder Hüttenproducte) wird anfangs bei bedeckten Scherben, deren gleichzeitig nur 3 in der Mitte der Muffel zu stehen kommen, bei allmälig steigender Temperatur geröstet und von Zeit zu Zeit mit einem Haken umgerührt, bis kein Geruch nach schwefliger Säure mehr kommt, dann noch 10 Min. stark erhitzt. Die ganze Röstung dauert $1\frac{1}{2}$ — 2 Stunden. Das Röstgut wird mit 4 Ctr. schwarzem Fluss (2 Weinstein und 1 Salpeter) beschickt und bei eisenschüssigen Erzen 20—25 Pfd. Glas, bei quarzigen und thonigen 15 Pfd. Borax und 5 Pfd. Kalkstein zugeschlagen. Das beim Schmelzen erfolgende Schwarzkupfer mit 80—90 Pfd. Gaarkupfer (von Kiesen) wird auf einen mit Glätte ausgeriebenen Gaarscherben gesetzt, nachdem derselbe vorher weissglühend gemacht, dann 50 Pfd. Kornblei und auch wohl einige Pfund Borax zugesetzt, um eine recht dünnflüssige Schlacke zu erhalten. Damit nicht zu viel Kupfer verschlackt wird, muss die Hitze bedeutend

[redacted]



gesteigert und die Muffel fast ganz geschlossen werden. Die bräunliche Schlacke am Rande, welche das helle Kupfer umgibt, vermehrt sich immer mehr und mehr, bis das Kupfer blickt, worauf man den Scherben im Wasser abkühlt. Es wird eine Gegenprobe (Verzehrungsprobe) mit reinem Kupfer gleichzeitig angestellt und der dabei stattfindende Gewichtsverlust dem König von der Probe zugerechnet. Auf 10 Pfd. Blei verschlackt sich 1 Pfd. Kupfer.

Das Gaarmachen mit Blei auf der Capelle ist noch schwieriger wegen minder sicheren Einhaltens des richtigen Hitzgrades. Bei der Unzuverlässigkeit des Gaarmachens begnügt man sich meist mit der Schwarzkupferprobe und berechnet nach Erfahrung das darin enthaltene Gaarkupfer. Bei bleiischem Schwarzkupfer wird die Probe ganz unzuverlässig und man wählt dafür besser den nassen Weg (Preuss. Ztschr. 1862. X, 177).

### 2. v. Cotta, über die Erzlagerstätte von Agordo (S. 436).

Ausführlichen Angaben über das geognostische Verhalten der Erzlagerstätte schliessen sich Mittheilungen über ihre mineralogische Zusammensetzung an. Man unterwirft die Kiesmasse bei ihrem ungleichen Kupfergehalt einer Handscheidung und trennt dabei arme Erze mit $1/2$—2, gute mit 2 bis 4 und reiche mit 4—20 % Kupfer, sowie silberhaltige Bleiglanze. Der Durchschnittsgehalt der gewonnenen Kiese, jährlich etwa 25000—300000 Ctr., beträgt kaum 2 % (B. u. h. Ztg. 1862. S. 425).

### 3. v. Rachette's Normal- und Universalofen zum Verschmelzen von Eisen-, Kupfer-, Blei- und Silbererzen (S. 567).

Diese Oefen sind behuf der Roheisendarstellung am Bodenstein $2^1/_2$ Fuss breit und 13 Fuss lang, erweitern sich bei nahe rectangulärem Querschnitt allmälig bis zur Gicht, wobei jedoch ein Gestell und ein Kohlensack zu bemerken ist, und haben 24—26 Fuss Höhe. Auf jeder langen Seite befinden sich 6 Formen, jede der kurzen ist mit Wallstein und Tümpel versehen. Bei der angedeuteten

Schachtform gehen die Gichten regelmässiger nieder, namentlich wird das Vorrollen der Erze fast ganz vermieden und man kann mit geringerer Windpressung arbeiten. Am Ural producirte ein solcher Ofen mit Holzkohlen in 24 Stunden 30000 Kil. Roheisen bei 15—20 % Ersparung an Kohle. Durch die Einrichtung, dass unterhalb des Bodensteins eine Feuerung liegt, von welcher aus Canäle durch das Rauhgemäuer gehen, findet das Anwärmen von aussen nach innen statt, während es sonst umgekehrt geht. Später dienen die Räume für die Feuerung und die Canäle noch zur Abkühlung des Gemäuers.

TUNNER sucht den Grund der Kohlenersparung, wie bei ALGER's Ofen, hauptsächlich in der bessern Windvertheilung und der durch den oblongen Querschnitt möglich gemachten grösseren Production und stellt bei Oefen von 36—40 Fuss Höhe noch eine grössere Brennmaterialersparung in Aussicht. Die Abwärmung von unten, sowie die leichtere Ofenconstruction gestatten ebenfalls Vortheile.

Noch bessere Resultate hat der Ofen beim Kupferschmelzen in Sibirien gegeben, weil die bisher gebräuchlichen Kupferöfen weniger ausgebildet und fortgeschritten sind, als die Eisenhohöfen. Ein solcher Kupferofen zu Nischne-Tagilsk hatte bei 13—14 Fuss Höhe am Boden 45—48 Zoll Breite und 16—17 Fuss Länge mit je 13 Formen an einer Längsseite. Die kurzen Arbeitsseiten stehen lothrecht und haben jede an der Sohle einen Sumpf und eine Abstichöffnung. Die Sohle hat von der Mitte nach beiden kurzen Seiten einige Neigung, welcher parallel die Formen liegen, statt derer auch ein geschlitzter Formkasten angewendet werden kann. Die Oefen haben, wie die Eisenhohöfen, unter dem Sohlsteine eine Feuerung mit abgehenden Canälen. Auf den Hütten zu Nischne-Tagilsk, Bogoslowsk und Perm verschmolz man in einem solchen Ofen in 24 Stunden an 1128 Zollctr. Beschickung, in den älteren Oefen nur 121 bis 166 Ctr., bei einer Ersparung bis zu 33 % Brennmaterial und 40 % an Arbeiterschichten. Es fielen nur 15 % unreine Schlacken und die Laufschlacken konnten mit 0,1 % Kupfer abgesetzt werden. Die Schmelzcampagnen verlängerten sich gegen früher von 50 — 70 Tagen auf über 140

[redacted]



Tage. Die Baukosten betragen weniger, als die Hälfte der gewöhnlichen Oefen, und der Bau der Oefen kann wegen der darunter liegenden Feuerung zu jeder Jahreszeit geschehen.

Nach Tunner beabsichtigt Herr Vivian in Swansea das Verschmelzen der Kupfererze, statt in bisheriger Weise in Flammöfen, in Schachtöfen, vielleicht in Rachette's Ofen auszuführen, weil bei letzterem reinere Schlacken fallen (S. 515).

(Tunner, Bericht über die Londoner Weltindustrie-Ausstellung vom Jahre 1862. Wien 1863. S. 34, 109, 112).

### 4. **Kupfergaarmachen zu Kongsberg** (S. 397).

Sehr unreines Schwarzkupfer wird in einem Spleissofen mit Generatorgasfeuerung und heissem Wind auf einem beweglichen Herd (Test) gaar gemacht, welcher aus Schlackenpulver geschlagen ist und sich behuf Entleerung in die Formen senken und heben lässt. Durch die abgehende Flamme des Spleissofens wird auf einem Vorwärmherde Spurstein abgeröstet und dann beim Gaarmachen zur Beschleunigung des Prozesses hinzugefügt. Das Kupfer wird etwas übergaar gemacht und der erfolgende nickelhaltige Krätz zur demnächstigen weiteren Benutzung aufbewahrt (B. u. h. Ztg. 1862. S. 436).

# Maasse, Gewichte und Münzen.

## Anhalt, wie Preussen. Nur:

1 Zollcentner = 100 Pfd. à 30 Lth.; 1 Pfd. = 100 Pfdtheile, also 1 Lth. Zollgew. = 0,033 Pfd.
1 Maass Holzkohlen = 6 pr. Scheffel (140 Pfd.).
1 Tonne Koks = 4 pr. Scheffel (136—140 Pfd.)

## Baden.

1 Fuss = 10 Zoll à 10 Lin. à 10 Puncte = 0,95586 pr. Fs. = 0,3 M. (Meter.)
1 Cubikfuss = 0,8733 pr. Cbfs. = 0,0270 C. M. (Cubikmeter).
1 Klafter Holzmaass = 144 Cbfs. = 1,164452 pr. Klftr. = 3,8880 C. M.
1 Centner = 100 Pfd. à 32 Lth. = 1 Zollctr. = 50 Kil.
1 Pfd. = 100 Centass = 1000 Dekass = 10000 Ass = 1 Zollpfd. = $^1/_2$ Kil.
1 Gulden (süddeutsche Währung oder rheinländisch) = 60 Kreuzer à 4 Pf. = 17 Ngr. 2,2 Pf. pr. = 17 Ngr. $1^1/_7$ Pf. hannov. = 85,91 östr. Neukr. = 2 Fr. $14^2/_7$ Cts.
1 Vereinsthaler = $1^3/_4$ Fl. südd. = 1 Fl. 50 Neukr. öst. = 3,75 Frs.

## Baiern.

1 Fuss = 12 Zoll à 12 Lin. = 0,9299 pr. F. = 0,2919 M.
1 Cubikfuss = 0,804153 pr. Cbfs. = 0,0249 C. M.
1 Klafter Holzmaass = 126 Cbfs. = 0,938179 pr. Klaft. = 3,1374 C. M.
1 Scheffel = 4,04570 pr. Scheff.
1 Seidel Erz = 5—6 Cbfs.
1 Maass Erz = 5 Cbfs.
1 Kübel Steinkohlen = 7 Cbfs.
1 Centner = 100 Pfd. à 32 Lth. à 4 Quentchen = 1,1200 Zollctr. = 56 Kil.
1 Pfund = 1,12 Zollpfd. = 0,56 Kil.
1 Staar Erz = 110 Pfd.
1 Gulden und Vereinsthaler, wie Baden.
1 Krone Gold in den Wäschereien = $4^2/_3$ Gulden.

## Belgien, wie Frankreich.

## England.

1 Fuss = 12 Z. à 10 Lin. = 0,971136 pr. Fs. = 0,3048 M. = 1,0435 hann. Fs.
1 Cubikfuss = 0,9159 pr. Cbfs. = 0,0283 C. M.

[redacted]



1 Yard = 3 Fs. = 2,91841 pr. Fs. = 0,9144 M. = $^1/_2$ Fathom; 1 Cubikyard = 0,764 Cubikm.

1 Gallon = 8 Pints = 229,0468 pr. Cubikzoll = 4,543 Liter = 0,182 hann. Cbfs.

1 Centner (cwt. Adp.) = 112 Pfd. avoir du pois (Handelsgewicht) à 16 Unz. (oz.) à 16 Drams à 27,344 Grains (gr.) = 1,0161 Zollctr. = 50,8 Kil.; 1 Pfd. Adp. = 0,9072 Zollpfd. = 0,4536 Kil.; 1 oz. = 0,0622 Zollpfd. = 0,0282 Kil.; 1 dr. = 1,8 Gramm; 1 gr. = 0,077 Gramm.

1 Centner Apothekergewicht (Troygewicht) = 100 Pfd. à 12 Unz. (oz.) à 20 pennywights (dwts) à 24 Grains (gr.) = 0,7465 Zollctr. = 37,325 Kil.; 1 Pfd. Troy = 0,7465 Zollpfd. = 0,37325 Kil.; 1 oz. = 31,1 Gramm; 1 dwt = 1,555 Gramm; 1 gr. = 0,0648 Gramm.

1 Tonne = 20 cwt. Adp. = 20,32 Zollctr. = 1015 Kil. = 1,015 Tonnen franz. (1000 Kil.)

1 Fodder = 21 cwt. Adp.

1 Pfund Sterling oder 1 Sovereign = 20 Schilling (s.) à 12 Pence (d.) = 6 Thlr. 17 Sgr. 6 Pf. pr. = 10 fl. öst. W. Silber = 11 fl. 42 Kr. rhl. = 25 Frs.

1 Schilling (s.) = 9 Sgr. 9 Pf. pr. = 9 Ngr. 4 Pf. hannov. = 50 Neukr. öst. W. Silber = 35 Kr. rhl. = 1 Fr. 25 Cts.

1 Pence (d.) = $9^3/_4$ Pf. pr. = $4^1/_2$ Neukr. öst. W. Silber = 3 Kr. rhl. = $10^1/_2$ Cts. = $8^1/_2$ Pf. hann.

Reductionen: Da 1 Tonne engl. = 20 Ctr. engl. = 20,3 Zollctr., und 1 Pfd. Str. = 20 Schill., so kostet der Centner immer so viel s., als die Tonne Pfd. Str. Wo es bei Umwandlung englischer Preise in preuss. Geld nicht auf grosse Genauigkeit ankommt, braucht man nur unter der Annahme, dass = 1 Pfd. Str. = $6^2/_3$ Thlr. pr. = 200 Sgr. sind, in die Zahl der Pfd. Str., welche 1 engl. Tonne kostet, mit 3 zu dividiren, um den Preis von 1 Ctr. pr. in Thalern zu finden. Da 1 s. = 10 Sgr., so macht 1 s. Preis für die engl. Tonne auf 1 Ctr. pr. $^1/_2$ Sgr. — 1 s. pro Tonne engl. = 1,24 Frs. pro Tonne (1000 Kil.) franz.; 1 Pfd. Str. pro Tonne engl. = 24,81 Frs. pro Tonne. (1000 Kil.)

## Frankreich.

1 Meter = 3,2809 Fs. engl. u. russ. = 3,1862 Fs. pr. u. dän. = 3,4263 Fs. hannov. = 3,5312 Fs. sächs. = 3,4759 Fs. kurh. = 3,5043 Fs. braunschw. = 3,4905 Fs. würtemb. = 3,333 Fs. bad., nass. u. schweiz. = 3,1634 Fs. öst. — 1 Centim. = 0,411 Zoll hann.; 1 Millimeter = $^1/_{24}$ Zoll hann.

1 Cubikmeter = 1 Kiloliter = 1 Stère (Brennholz- und Kohlenmaass) 32,346 pr. Cbfs. = 35,317 engl. Cbfs. = 22,0097 engl. Gallon. = 40,126 hann. Cbfs.; 1 Cubikcent. = 0,069 hann. Cubikzoll.

1 Liter = $^1/_{1000}$ Cubikmeter = 1 Cubikdecimeter = 55,89 pr. Cubikzoll = 69,34 hann. Cbzoll; 1 Hectoliter = 1,8195 pr. Scheff. = 0,9308 Dresdn. Scheff. = 0,6825 schwed. Tonnen.

1 Corde (Holzmaass) = 4,387 Stère.

1 Kilogramm = 1000 Gramm = 2,2046 Pfd. engl. Adp. = 2 Pfd. Zollgew. oder neupr. = 2,1381 Pfd. kurhess. = 1,7857 Pfd. bair. = 2,1380

alt. würtemb. Pfd. = 2,0028 Pfd. norw. = 23511 Pfd. schwed. Schalgew. = 1,7857 östr. Pfd. = 2,4419 Pfd. russ.; 1 Gramm = 0,02 hann. Neuloth = 0,068 hann. alte Loth.

1 metr. Centner = 100 Kil. = 1,9584 Cwt. Adp. engl. = 2 Zollctr. = 1,9437 kurh. Ctr. = 1,7857 bair. Ctr. = 2,0558 alt. würtemb. Ctr. = 2,0028 norw. Ctr. = 1,9592 schwed. Ctr. = 1,7857 öst. Ctr. = 6,1047 Pud russ.

1 franz. Tonne = 1000 Kil. = 20 Zollctr. = 0,985 engl. Tonnen.

1 Franc = 100 Centimen = 20 Sous = 8 Sgr. 1,2 Pf. pr. = 8 Ngr. 1 Pf. hann. = 40,3 öst. Neukr. = 28,35 rhl. Kr. = $9^1/_2$ engl. Pence; 1 Sous = 2 Kr. öst. S. W. = 4 Pf. hann.

Reductionen: Da 1 preuss. oder Zollctr. = 50 Kil. und 1 franz. Tonne = 1000 Kil., so ist letzere = 20 preuss. Ctr. Soll der in Frs. pro Tonne franz. gegebene Preis in Silbergr. pro Ctr. preuss. angegeben werden, so hat man, da 1 Fr. etwa = 8 Sgr., denselben mit 8 zu multipliciren und mit 20 zu dividiren, oder mit 4 zu multipliciren und hinten eine Decimalstelle abzuschneiden. Kostet z. B. 1 Tonne Roheisen 122 Fr., so beträgt der Preis von 1 Ctr. preuss. 48,8 Sgr. = 1 Thlr. 18 Sgr. 9,6 Pf. — Ueber Reduct. auf engl. Gew. und Geld siehe England.

## Hannover.

1 Fuss = 12 Zoll à 12 Lin. = 0,9583 pr. Fs. = 0,2921 M.; 1 Zoll = 2,43 Centim.; 1 Lin. = 2 Millim.

1 Cubikfuss = 0,8061 pr. Cbfs. = 0,02492 C. M. = 24,9213 Liter oder Cubikdecimet.; 1 Cubikzoll = 14,422 C. C.

1 Klafter Holz = 144 Cbfs. = 3,6 C. M. (Stère).

1 Malter (Holzmass) = 80 Cbfs. = 0,5971 pr. Klafter = 1,992 C. M.

1 Karre Kohlen = 10 Maass à 10 Cbfs. = 2,492 C. M.; 1 Maass Kohlen = 74 Neupfd. (deutsche).

1 Balgen Koks = 2 Cbfs. = 0,04984 C. M.

1 Scherben Erz = 4 Cbfs. 526,5 Cbz. = 0,1073 C. M.

1 Schock Waasen oder Wellholz = 60 Stück von 42 Zoll Länge und 30 Zoll Umfang à 6—13 Neupfd. schwer.

1 neuer Centner = 1 Zollctr. = 50 Kil. = 100 Pfd. à 10 Lth. à 10 Quint à 10 Halbgramm = 106 Pfd. 28 Lth. 3 Quentchen 2,6 5Oertchen alt. Gew.; 1 Neupfd. = 10 Neulth. = 500 Gramm = 1,069036 Pfd. alt; 1 Neuloth = 10 Quint = 50 Gramm = 3 Loth 1 Quentch. 1,47 Oertch. alt; 1 Quint = 10 Halbgramm = 5 Gramm = 0,32 alte Loth = 1 Quentch. 1,47 Oertch. alt; 1 Halbgramm = 0,5 Gramm = 0,55 Oert. alt.

1 alter Centner = 100 Pfd. à 32 Lth. à 4 Quentchen à 4 Oertchen = 46,7711 Kil. = 0,935422 Ctr. neu; 1 altes Pfd. = 0,935 Neupfd.; 1 altes Loth = 2,923 Quint.

Als Münzgewicht wird das Zollpfund in 500 Gramm à 2 Halbgramm eingetheilt.

1 Thaler = 30 Ngr. à 10 Pf. = 1 fl. 50 Neukr. öst. = 1 fl. 45. kr. rhl. = 3,75 Frs. = 8 Schill. (s.)

## Hessen-Cassel.

1 Fuss = 12 Zoll à 12 Lin. = 0,9167 pr. Fs. = 0,2877 M.
1 Cubikfuss = 0,7703 pr. Cbfs. = 0,0238 C. M.
1 Fuder (Kupferschiefer) = 50 Centner.
1 Centner = 110 Pfd. = 1,029 Zollctr. = 51,45 Kilogr.
1 Thaler = 30 Sgr. à 12 Heller = 1 Thlr. hann. (siehe Hannover.)

## Nassau.

1 Fuss = 10 Zoll à 10 Lin. = 0,9559 pr. Fs. = 0,3 M.
1 Cubikfuss = 0,8733 pr. Cbfs. = 0,0270 C. M.
1 Maass Kohlen = 14 Cbfs.; 1 Zain Holzkohlen = 17,7 Cbfs. rhl.
1 Klafter Holz = 144 Cbfs.; 1 Tonne Koks = 4 Scheffel à $1^1/_2$ Cbfs.
1 Centner = 1 Zollctr. (siehe Baden).
1 Gulden, wie Baden.

## Nordamerika. (Verein. Staaten.)

Englisches Maass und Gewicht.

1 Gallon = $^5/_6$ engl. Gallon = 0,152 hann. Cbfs. = 3,79 Liter.
1 Dollar = 100 Cents = 1 Thlr. 13 Sgr. 9,7 Pf. pr. = 1 Thlr. 13 Ngr. 3 Pf. hann. = 2 fl. 19,05 Neukr. öst. = 2 fl. 33,34 Kr. rhl. = 5 Fr. 41,25 Cts.; 1 Cent = 4 Pf. hann.
1 Eagle = 10 Dollar.

## Norwegen, wie Dänemark.

1 Fuss = 12 Zoll à 12 Lin. = 1 Fs. pr. = 0,3139 M.
1 Cubikfuss = 0,0309 C. M.
1 Faden Holz = 307,5 Cbfs.
1 Last Kohlen = 12 Tonnen = $62^1/_2$ Cbfs. pr.
1 Last = $16^1/_4$ Schiffspfd. = 52 Ctr. à 100 Pfd. = 51,93 Zollctr. = 2596,36 Kil.
1 Schiffspfd. = 20 Liespfd. à 16 Pfd. = 3,2 Zollctr. = 159,78 Kil.
1 Centner = 0,9986 Zollctr. = 49,93 Kil.
1 Speciesthaler = 5 Mark (Ort) à 24 Schill. = 1 Thlr. 15 Sgr. 6 Pf. pr. = 2 fl. 27,54 öst. Neukr. = 2 fl. 39,28 Kr. rhl. = 5 Fr. 68, 8 Cent.

## Oesterreich.

1 Fuss = 12 Zoll à 12 Lin. = 1,00719 pr. Fs. = 0,31611 M.
1 Klafter = 6 öst. oder wien. Fs. = 1,89666 M.
1 Cubikfuss = 1,02173 pr. Fs. = 0,03159 C. M.
1 Klafter (Holz mit 80 Cbfs. Holzmasse) = 108 Wien. Cbfs. = 3,4117 C. M.; 1 Cubikklafter = 216 Cbfs.
1 Tonne Kohlen = 10 Cbfs. = 0,3159 C. M.; 1 Maass Holzkohlen = 6,46 Cbfs.; 1 Scheffel = 16 Cbfs.
1 Wiener Centner = 100 Pfd. à 32 Lth. à 4 Quentch. à 4 Denär = 1,12 Zollctr. = 56 Kil.

1 Münzpfund = 0,5 Kil. = 1,7816165 Wien. Mark = 0,8908082 Wien. Pfd. = 1 Zollpfd.
1 öst. Gulden = 100 Neukr. à 10 Tausendthle. = 20 Sgr. pr. = 1 fl. 10 Kr. rhl. = 2,5 Frs.
1 alter öst. Guld. = 60 Kr. à 4 Pf. = 21 Sgr. pr. = 1 fl. 13 $^1/_2$ Kr. rhl.
1 Vereinsthaler = 1 $^1/_2$ Gulden, wie Hannover.

## Polen.

1 Fuss = 12 Zoll à 12 Lin. à 2 Millimet. = 0,9176 Fs. pr. = 0,2880 M.
1 Centner = 100 Pfd. à 16 Unz. à 2 Lth. à 4 Drachmen à 3 Scrupel à 24 Gran à 5 $^1/_2$ Gränchen.

## Preussen.

1 Fuss rheinländ. = 0,3139 M. = 1,0745 Fs. hann.
1 Klafter = 6 Fs. = 6,45 Fs. hann. = 1,884 M.
1 Cubikfuss = 0,0309 C. M.
1 Tonne = 4 Scheffel = 7 $^1/_9$ Cbfs. = 219,6 Liter.
1 Klafter = 108 Cbfs. = 0,93 hann. Klftr. = 3,34 C. M.
1 Fuder (Holzkohlen) = 112 Scheff.; 1 Korb (Holzkohlen) = 32 Scheffel.
1 Scheffel = 1 $^7/_9$ Cbfs. = 54,9 Liter = 2,205 hann. Cbfs.
1 neuer Centner (Zollctr.) = 100 Pfd. = 50 Kil. = 0,9842 engl. Ctr. = 0,9719 kurhess. und alt. preuss. Ctr. = 0,8929 bair. Ctr. = 1,0014 norw. Ctr. = 0,9796 schwed. Ctr. = 0,8928 öst. Ctr. = 3,0524 Pud. russ.
1 alter Centner = 110 Pfd. à 32 Lth. = 1,0290 Zollctr. = 51,45 Kil.
1 neues Pfund (Zollpfd.) = 30 Lth. à 10 Quentch. à 10 Cent à 10 Korn = 0,5 Kil. = 1,069 alt. pr. Pfd.
1 altes Pfund = 0,9354 Zollpfd. = 0,4677 Kil.
1 Fuder Kupferschiefer = 60 Ctr.
1 Thaler = 30 Sgr. à 12 Pf. pr., sonst wie Hannover.

## Russland.

1 Fuss = 1 engl. Fuss.
1 Arschin = 16 Werschock = 2,1326 Fs. pr. = 0,7112 M.
1 Pud = 40 Pfd. = 32,76 Pfd. Zollgew. = 16,38 Kil.
1 Pfd. = 32 Lth. à 3 Solotnik à 96 Doli = 0,8190 Zollpfd. = 0,4095 Kil.
1 Zollcentner = 50 Kil. = 122,5 russ. Pfd. = 3 Pud 2 $^1/_2$ Pfd.
1 Zollpfd. = 1,225 russ. Pfd. = 1 Pfd. 21,6 Solotnik.
1 Zollpfundtheil = 1,176 Solotn. = 1 Solotn. 16 Doli = 112,9 Doli.
1 Rubel = 100 Kopeken = 1 Thlr. 2 Sgr. 4,7 Pf. pr. = 1 fl. 61,96 öst. Neukr. = 1 fl. 53,38 Kr. rhl. = 4,05 Frs. — 1 Kopeke etwa 3 Pf. hann.

## Sachsen.

1 Fuss = 12 Zoll à 12 Lin. = 0,9023 pr. Fs. = 0,2832 M.
1 Cubikfuss = 0,7346 pr. Cbfs. = 0,0227 C. M.
1 Dresdner Scheffel = 1,8905 pr. Scheff. = 1,0390 Hectoliter.
1 Scheffel Steinkohlen = 185—190 Zollpfd.
1 Tonne = 2 Scheffel, durch Haufmaass nahe 1 pr. Tonne.

[redacted]



1 Centner = 1 Zollctr. (preuss. Ctr.) = 100 Pfd. à 100 Pfundtheile = 50 Kil.
1 Thaler = 30 Ngr. à 10 Pf. = 1 Thlr. hann.

## Schweden.

1 Fuss = 10 Zoll à 10 Lin. = 0,945986 pr. Fs = 0,296901 M.
1 Faden = 6 Fs.
1 Cubikfuss = 0,846553 pr. Cbfs.
1 Klafter oder Maass (Holz) = 324 Cbfs. = 1$^1/_2$ Cubikfad.
1 Cubikfaden = 0,617137 pr. Klafter.
1 Last (Kohlen) = 12 Tonnen à 5,6 Cbfs.; 1 Tonne = 2,66664 pr. Scheffel = 0,66 pr. Tonne.
1 Schiffspfund Stapelstädt. = 20 Liespfund (L. Pfd.) à 20 Skalpfund (S. Pfd.) = 272 Zollpfd. = 136 Kil.; 1 Skalpfd. = 339.732 Gramm = 0,679 Zollpfd.
1 Schiffspfund Victualiengew. = 20 Liespfd. à 20 Skalpfd. = 340 Zollpfund = 170 Kil.; 1 Skalpfd. (die Einheit der Gewichte) = 32 Loth à 4 Quentch. = 100 Ort = 1000 Korn = 424,665 Gramm = 0,849 Zollpfund; 1 Loth = 13,27 Gramm.
1 Schiffspfund Roheisengew. = 26 Liespf. à 20 Skalpfd. = 390,5 Zollpfund = 195,25 Kil.; 1 Skalpfd. = 375,404 Gramm = 0,751 Zollpf.
1 Centner = 120 Skalpfd. Vict. = 51,04 Kil. = 102,08 Zollpfd.
1 Riksdaler Riksmynt = 100 Oere = 11 Sgr. 5,7 Pf. pr. = 57,38 Neukr. öst. = 40,16 Kr. rhl.
1 Riksdaler Banko = 1$^1/_2$ Riksd. Riksm.; 1 Speciesthaler = 4 Riksd. Riksm. = 48 Schill. à 4 Stüber = 1 Thaler 15 Sgr. 10,8 pr. = 1 Thlr. 15 Ngr. 9 Pf. hann.

## Spanien.

1 Vara castillano = 3 teroias (Fuss) = 4 palmes = 36 pouces = 48 doigts = 432 lignes = 5184 points = 0,8359 M.; 1 Fs. = 0,278635 M.
1 quintal cast. = 4 arobes à 25 livres oder 11,502 Kil. = 46,01 Kil.; 1 livr. = 2 marcs = 16 onces = 128 ochavas = 256 adarmes = 768 tomines = 9216 grains = 11,502 Kil.; 1 onze = 28,29 Gramm; 1 fanega = 0,565 Hectoliter.
1 reale de veillon = 8$^1/_2$ cuartos à 4 maravédis = 0,265 Frs.; 19 real. = 5 Frs.; 1 cuarto = 0,032 Fcs.; 1 maravédis = 0,008 Frs.
1 douro oder Piaster = 20 real. = 5 pièccettas à 4 real.

---

Druck von A. Th. Engelhardt in Leipzig.

H.G.

